

**А.С.БУРЧАКОВ
А.С.МАЛКИН
М.И.УСТИНОВ**

ПРОЕКТИРОВАНИЕ ШАХТ

*ИЗДАНИЕ ТРЕТЬЕ, ПЕРЕРАБОТАННОЕ
И ДОПОЛНЕННОЕ*

*ДОПУЩЕНО МИНИСТЕРСТВОМ ВЫСШЕГО И СРЕДНЕГО
СПЕЦИАЛЬНОГО ОБРАЗОВАНИЯ СССР
В КАЧЕСТВЕ УЧЕБНИКА ДЛЯ СТУДЕНТОВ ВУЗОВ,
ОБУЧАЮЩИХСЯ ПО СПЕЦИАЛЬНОСТИ
«ТЕХНОЛОГИЯ И КОМПЛЕКСНАЯ МЕХАНИЗАЦИЯ
ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ
ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ»*

*Под общей редакцией проф., д-ра техн. наук
А. С. Бурчакова*



МОСКВА „НЕДРА” 1985

Бурчаков А. С., Малкин А. С., Устинов М. И. Проектирование шахт.: Учебник для вузов.— 3-е изд., перераб. и доп.— М.: Недра, 1985.— 399 с.

Рассмотрены вопросы организации проектирования, состав и содержание проектной документации, принципы создания и основные элементы автоматизированной системы проектирования шахт, методы определения параметров технологии и установления технического уровня проектных решений.

В третьем издании (2-е изд.— 1978) впервые изложены технологические принципы проектирования всех звеньев шахты: проведение основных горных выработок, строительства технологического комплекса на поверхности, вентиляции, транспорта, подъема. Освещены вопросы типового проектирования, согласования, экспертизы и утверждения проектно-сметной документации, теория проектирования и способы обновления шахтного фонда СССР, приведена методика технико-экономической оценки качества проектов.

Для студентов горных вузов и факультетов.

Табл. 42, ил. 80, список лит.— 61 назв.

Р е ц е н з е н т — кафедра разработки пластовых месторождений Свердловского горного института им. В. В. Вахрушева

ПРЕДИСЛОВИЕ

Учебная дисциплина «Проектирование шахт. САПР» входит в число важнейших дисциплин, изучающихся при получении специальности горного инженера по технологии и комплексной механизации подземной разработки месторождений полезных ископаемых. В ней излагаются теоретические, методические и организационные основы проектирования шахт, методы определения оптимальных параметров развития шахт, когда гармоничное взаимодействие очистных и подготовительных забоев, транспорта и подъема, вентиляции и ремонтных служб, аппарата управления и материального снабжения приводит к высокоэффективной работе всего предприятия.

Проектированию — связующему звену в цикле «наука—производство» — отводится важная роль в решении конкретных задач, выдвинутых в принятом в 1983 г. Постановлении ЦК КПСС и Совета Министров СССР по ускорению научно-технического прогресса в народном хозяйстве нашей страны. В Постановлении ЦК КПСС и Совета Министров СССР «О мерах по дальнейшему улучшению проектно-сметного дела», принятом в марте 1981 г., в число неотложных мер по повышению научно-технического уровня и эффективности проектных решений включены вопросы совершенствования подготовки специалистов для работы в проектных организациях путем значительного расширения преподавания дисциплин по проектированию, сметному делу, а также по использованию вычислительной техники при проектировании.

В связи с переводом дела проектирования на системы автоматизированного проектирования — САПР — инженер-технолог должен научиться мыслить качественно иными понятиями, знать возможности и средства САПР, умело ими пользоваться.

В вузах уже создаются учебно-проектные САПР, позволяющие ускорить учебный процесс, заложить предпосылки повышения производительности труда инженеров.

Учебные программы в последнее время в соответствии с новыми задачами социалистического строительства и в связи с научно-техническим прогрессом в проектировании претерпели существенные изменения, предусматривают новые разделы и положения, предполагают новые методические принципы и приемы преподавания. В связи с этим переизданный в 1978 г. учебник «Проектирование шахт», написанный А. С. Бурчаковым, А. С. Малкиным и М. И. Устиновым, существенно дополнен и переработан. Содержание настоящего учебника базируется на передовых методах проектирования шахт, обеспечивает непрерывность математической и экономической подготовки студентов, включает новейшие дости-

жения в области оптимизации проектных решений, оценки качества проектов, создания учебно-проектных САПР.

Данный учебник следует рассматривать как продолжение учебников «Процессы подземных горных работ» (авторы А. С. Бурчаков, Н. К. Гринько, И. Л. Черняк, М., Недра, 1982) и «Технология подземной разработки пластовых месторождений полезных ископаемых» (авторы А. С. Бурчаков, Н. К. Гринько, Д. Ф. Дорохов и др. М., Недра, 1983), в комплексе с которыми он завершает цикл специальных дисциплин для подготовки инженеров по специальности «Технология и комплексная механизация подземной разработки месторождений полезных ископаемых».

Книга написана А. С. Бурчаковым, А. С. Малкиным, М. И. Устиновым в соавторстве с В. М. Еремеевым и К. К. Кузнецовым. В подготовке отдельных материалов участвовали Г. И. Нуждихин, О. В. Михеев, Л. А. Пучков, Ю. Н. Кузнецов, А. И. Петров.

Предисловие, введение, III.3, III.7, V.1, V.2, VI.1, VI.2, VI.5, VI.7, VI.8 написаны А. С. Бурчаковым; III.1, III.4, V.3, VI.3, VI.9, VIII.1, VIII.2 и глава XI — А. С. Малкиным; IV.3 и глава VII — М. И. Устиновым; глава I — В. М. Еремеевым и К. К. Кузнецовым; III.8 — К. К. Кузнецовым и А. С. Бурчаковым; глава II, IX.1, IX.2, IX.3, IX.4 — О. М. Михеевым и В. М. Еремеевым; глава X (без X.3) — О. Е. Михеевым, В. М. Еремеевым и А. И. Петровым; VIII.3, VIII.4, VIII.6 — А. С. Бурчаковым и Г. И. Нуждихиным; III.2, VI.4 — А. С. Малкиным и Ю. Н. Кузнецовым; VIII.7 — Л. А. Пучковым; IX.5, X.3 — Г. И. Нуждихиным и А. С. Малкиным; глава IV, VIII.5, VIII.8 — А. С. Малкиным и М. И. Устиновым.

ВВЕДЕНИЕ

Угольная промышленность является одной из ведущих отраслей социалистической индустрии страны. Перспективы развития народного хозяйства показывают, что уголь остается одним из основных видов технологического и энергетического топлива.

Огромные запасы угля в стране, высокий технический потенциал шахтного фонда и растущая потребность в угле объясняют масштабы развития угольной промышленности. Достаточно сказать, что более ста шахт находились в истекшем десятилетии в состоянии реконструкции или строительства. Их суммарная производственная мощность составляет более 150 млн. т/год.

Одним из важнейших направлений развития шахтного фонда является концентрация производства путем строительства новых крупных шахт, реконструкции и модернизации действующих шахт с увеличением мощностей каждой единицы. Примером таких шахт могут служить «Распадская» в Кузбассе (производственная мощность 7,5 млн. т/год), «Воргашорская» № 1 в Печорском бассейне (4,5 млн. т/год), им. 50-летия Октябрьской революции в Карагандинском бассейне (4 млн. т/год), им. А. Г. Стаханова в Донецком бассейне (4,2 млн. т/год).

Проекты современных шахт отличаются прогрессивным уровнем всех звеньев технологических схем, применяемых средств механизации и форм организации производственных процессов, обеспечивающих высокие технико-экономические показатели.

Так, на шахте «Распадская» бригада горнорабочих очистного забоя П. И. Фролова с помощью механизированного комплекса 2УКП в ряде случаев добывала угля более 11 тыс. т/сут, а шахта выдавала свыше 31 тыс. т/сут.

Прогрессивность технологических схем и насыщение технологии высокопроизводительной техникой связаны с увеличением затрат.

Строительство современной шахты средней производственной мощности, например в Донецком или Печорском бассейнах, обходится государству в 150—300 млн. руб., из которых большая часть затрачивается на горные работы. Даже небольшая ошибка в выборе основных параметров шахты (схемы вскрытия, подготовки, размеров блоков, панелей и др.) может привести к перерасходу капиталовложений до 10 млн. руб. и к увеличению ежегодных эксплуатационных расходов до 1—3 млн. руб.

В соответствии с Основными направлениями экономического и социального развития СССР на 1981—1985 годы и на период до 1990 года осуществляются мероприятия по улучшению проектно-сметного дела, строительство по наиболее прогрессивным и экономичным проектам, повышается эффективность капитальных вложе-

ний на основе достижений науки и техники и передового опыта; экономии материалов и затрат труда в строительстве, сокращаются удельные капиталовложения на единицу вводимой в действие мощности.

Народнохозяйственная эффективность и длительная прогрессивность проекта шахты, а затем и действующего предприятия, связаны прежде всего с общим состоянием техники и организации производства. Однако не менее важное значение имеет теоретическая и научно-методическая база проектирования, позволяющая каждый раз находить не только прогрессивные, но и оптимальные решения. В послереволюционные годы в нашей стране для удовлетворения растущей потребности страны в угле возникла необходимость не только восстанавливать старые шахты, но и начинать новое строительство. Для решения этой задачи в середине 20-х годов были организованы первые проектные организации отрасли в Харькове, Днепропетровске, Ленинграде.

Теоретической базой для решения сложных задач проектирования в этот период служили работы основоположников горной науки: проф. Б. И. Бокия, акад. Л. Д. Шевякова, А. А. Скочинского, А. М. Терлигорева, проф. М. М. Протодяконова и др.

Большую помощь проектированию оказало принятое в 1938 г. правительством постановление «Об улучшении проектно-сметного дела и упорядочении строительства», на основании которого была утверждена «Инструкция по составлению проектов и смет по промышленному строительству». Основные проектные организации угольной промышленности были выделены из состава шахтостроительных трестов в самостоятельные проектные конторы, для руководства которыми в 1938 г. в Москве был создан трест «Шахтопроект». К 1941 г. угольная промышленность СССР располагала крупными проектными организациями, которые выполняли весь комплекс проектных работ на всех стадиях проектирования.

В годы Великой Отечественной войны их работа была оперативно перестроена на подготовку проектной документации для ускоренного строительства шахт и карьеров небольшой мощности в восточных районах страны, а позже — на восстановление шахт Подмосковского и Донецкого бассейнов.

Для осуществления руководства проектными организациями страны и проведения единой технической политики в проектировании трест «Шахтопроект» был преобразован во Всесоюзное объединение «Союзшахтопроект». В 1951 г. «Союзшахтопроект» реорганизуется в Главное управление по проектированию шахт, угольных и брикетных фабрик и других предприятий (Главшахтопроект) Минуглепрома СССР, а проектные тресты — в государственные проектные институты. В это же время в Москве был организован Всесоюзный центральный государственный институт по проектированию и технико-экономическим обоснованиям развития угольной промышленности — Центрогипрошахт.

В 1951—1956 гг. в Донбассе был запроектирован ряд шахт мощностью 0,9—1,8 млн. т/год, в Кузнецком бассейне — до 2,4 млн.

т/год. Технические решения в этих проектах значительно отличались от довоенных. Вскрытие шахт предусматривалось, как правило, вертикальными стволами с капитальными квершлагами и панельной подготовкой шахтных полей. Сплошные системы разработки уступают место длинным столбам по простиранию.

Новое развитие проектирование предприятий отрасли получило в 60-х годах. Отличительной особенностью этого периода явилось комплексное проектирование. С 1960 г. начинается планомерная разработка комплексных проектов развития Донецкого, Кузнецкого и других бассейнов, задач которых было существенное улучшение технико-экономических показателей угледобычи путем реконструкции и модернизации части шахт на основе новой техники, механизации и автоматизации производственных процессов и ликвидации нерентабельных, бесперспективных шахт. Столь трудоемкие и сложные проектные работы потребовали соответствующего теоретического решения.

Заметное развитие теории проектирования угольных шахт достигнуто в результате внедрения в практику проектирования строительства и реконструкции шахт большого числа математических методов: метода градиентов при оптимизации сечений выработок, методы линейного программирования при оптимизации грузопотоков и распределения добычи, сетевых методов оптимизации порядка выполнения горных работ и др. Выбору оптимальных параметров разработки угольных месторождений подземным способом на базе применения математических методов посвящено много работ проф. Д. Ф. Борисова, П. З. Звягина, акад. Н. В. Мельникова, акад. АН КазССР А. С. Попова, проф. А. П. Судоплатова, д-ра техн. наук В. И. Голомолзина, чл.-кор. АН УССР К. И. Татомира, проф. А. М. Найдыша, С. С. Квона, С. М. Липковича, Н. И. Иванова, А. М. Курносова, А. С. Астахова, А. П. Килячкова, д-ра техн. наук Н. Г. Капустина и др.

Первые работы с использованием методов операционных исследований и ЭВМ для проектирования горных предприятий, опубликованные профессорами К. К. Кузнецовым, А. М. Курновым, М. И. Устиновым, кандидатами техн. наук А. И. Митейко, В. Е. Нейенбургом, профессорами А. С. Астаховым, Н. И. Ивановым, легли в основу метода комплексной оптимизации проектных решений.

В 1962 г. были разработаны, а затем в 1981 г. пересмотрены нормы технологического проектирования угольных шахт, разрезов и обогатительных фабрик, что обеспечило проектирование предприятий большой мощности, внедрение наиболее прогрессивных способов разработки, применение высокопроизводительных машин и механизмов, максимальное внедрение комплексной механизации, автоматизации и диспетчерского управления, облегчение труда шахтеров, повышение производительности труда и снижение себестоимости угля. Существенная перестройка проектирования произошла в угольной промышленности после выхода в 1969 г. Постановления ЦК КПСС и Совета Министров СССР «Об улучшении проектно-сметного дела». Разработанные в 1973 г. «Основные

направления и нормы технологического проектирования предприятий отрасли» ориентировали проектировщиков на создание шахт, разрезов и углеобогачительных фабрик большей мощности с высокой концентрацией производства, прогрессивной технологией, комплексной механизацией и автоматизацией производственных процессов.

В 1974—1975 гг. проектными и научно-исследовательскими институтами была разработана схема развития и размещения предприятий угольной промышленности на 1976—1990 гг.

В последние годы еще больше возросло внимание к развитию теоретических основ проектирования шахт. Разработаны новые концепции поэтапного проектирования шахт (профессора А. С. Бурчаков, Б. М. Воробьев, П. В. Авдулов, В. Г. Шорин, А. С. Малкин, д-р техн. наук А. Э. Штединг, канд. техн. наук Ф. Ф. Кузюков, В. И. Титовский и др.), оптимизации проектных решений на графах и сетях (профессора Б. М. Воробьев, С. В. Цой, кандидаты техн. наук Л. А. Кафорин, Г. А. Стрекачинский и др.), принятия сложных решений, многокритериальной оптимизации и оценки качества проектов (профессора О. А. Байконуров, В. А. Харченко, А. С. Малкин, М. И. Устинов, Е. В. Петренко, канд. техн. наук Е. Н. Тучков и др.).

Разрабатываются принципы оценки и повышения точности и надежности определения параметров шахт, адекватности моделирования.

Сделан новый качественный шаг от проектирования отдельных предприятий к созданию крупных топливно-энергетических комплексов Экибастузского, Южно-Якутского, Канско-Ачинского.

Повысился технический уровень проектов и отдельных проектных решений. За прошедшее десятилетие средние мощности за проектированных шахт возросли с 1,2—4,0 до 1,5—7,5 млн. т/год. Практически все новые шахты проектируются с блоковой схемой вскрытия. Это позволило увеличить размеры шахтных полей по простиранию до 15—20 км, а мощность вводить очередями (этапами). На шахте «Распадская», например, ввод очередями позволил получить до полного завершения строительства 12 млн. т ценных коксующихся углей.

Раздел I

ОРГАНИЗАЦИОННЫЕ, МЕТОДИЧЕСКИЕ И ДИРЕКТИВНЫЕ ОСНОВЫ ПРОЕКТИРОВАНИЯ

Глава I

ОРГАНИЗАЦИЯ ПРОЕКТИРОВАНИЯ

1.1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Для того, чтобы начать строительство, расширение, реконструкцию или техническое переоснащение горного предприятия, вести те или иные горно-капитальные, строительные и монтажные работы, необходимо разработать соответствующий проект.

Проект — это графическое и текстовое описание будущего объекта (процесса или элемента), обеспечивающее возможность в предписанное время при использовании соответствующих средств создать упомянутый объект в натуральном виде.

Проект строительства или реконструкции шахты представляет собой полный комплект технической документации, которая содержит детальное описание и графическое изображение совокупности обоснованных решений по вскрытию месторождения, его частей и пластов, по подготовке и системам разработки угольных пластов, строительству зданий и сооружений на поверхности и под землей, доставке людей, угля, породы, оборудования и материалов, по вентиляции, водоотливу и созданию безопасных и комфортных условий ведения всех горных работ и процессов, по энерго-, тепло- и водоснабжению, охране природы, организации труда, управлению и экономике.

Проектированием называется разнородная деятельность по конструированию целесообразных в конкретных горно-геологических условиях вариантов технологической схемы шахты и ее элементов, обоснованию и оптимизации их параметров, расчету производительности производственных процессов и пропускной способности технологических звеньев, детальному описанию и графическому изображению всех рассматриваемых и окончательно принятых к воплощению решений на основе использования директивных указаний, исходной информации и научно-производственных знаний.

Прогрессивность и экономичность работы и развития будущих шахт зависят от того, насколько полно в проектах будут учтены последние достижения горной науки, техники и технологии.

При изучении, проектировании, а также управлении действующими шахтами их привыкли называть большими системами.

ма и из-за большой масштабности и структурной сложности современных шахт. Шахта включает много разнофункциональных технологических элементов, объединяющихся в виде упорядоченной структуры: очистные и подготовительные забои, транспорт, подъем, проветривание, энергоснабжение, поддержание и ремонт горных выработок, процессы технологического комплекса на поверхности и др. Работа шахты определяется и поддерживается наличием технологических, материальных, энергетических и информационных связей, которые чаще всего имеют двусторонний характер (каналы прямой и обратной связи).

Расстройство режима на одних звеньях распространяется на другие и приводит, как правило, к нарушению нормального технологического режима всей шахты. Особенно это касается транспорта, подъема.

Столь же взаимообусловлены проектируемые качественные и количественные параметры шахты.

Характерной чертой шахт, как больших систем, нужно считать наличие единой цели работы для всех составляющих элементов технологии, несмотря на их многообразие и разную природу. Очистные работы, транспорт, работа машин, автоматов, людей и др. подчинены единой цели — обеспечить максимальную добычу угля при наилучшем уровне технико-экономических показателей. Вместе с тем наличие общей (глобальной) цели работы технологических звеньев шахты не исключает их собственных (локальных) целей. Так, подготовительные работы направлены на скорейшее и экономичное обеспечение фронта очистных работ; очистные — на производительную, безопасную и экономичную выемку угля; проветривание — на обеспечение забоев шахты достаточным количеством воздуха для создания безопасной, благоприятной шахтной атмосферы и т. д.

В связи с этим шахты и технология добычи отличаются многомерностью эффективности и качества их работы. Состояние шахт и их работа оцениваются многими показателями (показатели технологических звеньев, процессов, участков, шахты в целом), иногда противоречащими друг другу.

Следует также иметь в виду, что проектирование шахт всегда приходится вести в условиях некоторой неопределенности исходной (прежде всего горно-геологической) информации, которая уточняется в процессе строительства и эксплуатации объекта.

Упомянутые особенности шахт объясняют сложность, многоплановость их изучения и проектирования, требуют участия специалистов различных отраслей знаний, богатого арсенала математических методов, методических приемов и средств вычислительной техники.

При этом решение задач проектирования и управления шахтой связано всегда с проблемой оптимизации, т. е. с поиском наилучших в том или ином смысле проектных решений, выбором одной из конкурирующих, альтернативных технологических схем, одного из значений параметров, вариантов перспективного развития.

Термин «альтернатива» означает принятие одного из взаимоисключающих друг друга решений.

Оптимальное решение (управление) — это наилучшее решение в каком-либо известном смысле, определяемом критерием эффективности, т. е. оптимальности.

Критерий оптимальности — это некоторый показатель эффективности, качества, выполняющий роль меры, средства оценки поставленной цели, которая достигается объектом, процессом.

Математическую зависимость критерия оптимальности (эффективности) от параметров и характеристик проектируемого или действующего объекта, процесса или элемента называют целевой функцией.

Как при проектировании, так и при управлении шахт определение оптимальных параметров технологии разработки, оптимальных управляющих решений связано с порядком учета и переработки информации. Такой порядок, формальное предписание, определяющее содержание и последовательность операций, действий, переводящих исходные данные в результат, есть алгоритм.

Можно составить алгоритм проектирования шахты или ее технологических звеньев, алгоритм решения некоторой задачи при проектировании. В значительной степени проектирование сводится к поиску вариантов решений, их анализу, принятию или исключению из рассмотрения.

Область знаний, для которой основным предметом является принятие и выбор решений, составляет теорию принятия решений. Различают задачи двух видов: принятие простых и принятие сложных решений. К задачам первого вида относятся те, в которых принятие решений основывается на использовании одного показателя — критерия оптимальности. К задачам второго вида относятся те, в которых принятие решений основывается на применении нескольких показателей, критериев эффективности, качества.

Изучение объекта для составления алгоритма его работы предполагает разработку совокупности связанных математических и логических зависимостей и условий, представляющих собой основу математической модели.

Математическая модель объекта, отражающая экономическую сущность осуществляемых процессов, в основе которой лежит экономический критерий оптимальности, называется экономико-математической моделью.

Реализация достаточно сложных алгоритмов осуществляется на вычислительных машинах, имеющих, как правило, свой язык программирования, с помощью которого и составляется программа ее работы. Язык программирования представляет собой способы формулировки и записи в машинных операциях процесса решения моделей.

Последовательность выполнения машинных операций, записанная на языке ЭВМ, называется программой.

По мере изложения материала книги перечень характерных определений и понятий будет возрастать.

1.2. СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ УГОЛЬНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ СССР

В 1860 г. на земном шаре насчитывалось 1270 млн. человек и потреблялось примерно 555 млн. т/год топлива в условном исчислении *, т. е. 0,44 т на одного человека. В 1960 г. население земного шара составило 2983 млн. человек и потребовало 5230 млн. т/год условного топлива, или 1,78 т на одного человека. Таким образом, за сто лет население увеличилось в 2,3 раза, а потребление энергии (в единицах условного топлива) на душу населения — в 4,68 раза.

За всю историю половина добытого угля была получена после 1930 г., половина нефти — после 1949 г., половина природного газа — после 1952 г. Наблюдается стремительный рост потребления топлива, и этот процесс далеко не закончен. Экономисты считают, что в 2000 г. население земного шара составит 5—6 млрд. человек, а потребление энергии (в условном исчислении) может возрасти до 20—25 млрд. т, или до 4 т условного топлива на одного жителя планеты.

К началу 80-х годов в мировом хозяйстве сложилась следующая структура потребления топливно-энергетических ресурсов.

Топливно-энергетические ресурсы	Уголь	Нефть	Природный и попутный газ	Дрова	Торф	Гидравлическая, геотермальная и атомная энергия
Общий объем добычи, %	35	36,7	17,9	3,9	0,4	6,1

Удельный вес добычи угля начиная с 1950 г. уменьшается, а доля участия в топливно-энергетическом балансе нефти и газа резко возросла.

Недооценка угля как энергетического топлива привела в 1974 г. к энергетическому кризису во всех странах капиталистического мира. Многие угледобывающие предприятия в США, ФРГ, Японии, Великобритании, Франции и в других странах были закрыты, так как они оказались нерентабельными и не могли конкурировать с более дешевыми видами топлива: нефтью и газом. В последние годы опять наметилась тенденция к увеличению добычи угля в некоторых странах. Так, намечается доведение добычи угля в США и КНР до 1 млрд. т/год.

Советский Союз является страной, наиболее обеспеченной запасами минерального топлива, что позволяет наряду с совершенствованием структуры топливно-энергетического баланса за счет ускоренных темпов роста добычи нефти и природного газа планомерно наращивать объем добычи угля. За годы Советской власти в СССР введено в действие угледобывающих предприятий общей годовой

* За единицу условного топлива принимается калорийный эквивалент, равный 7000 ккал/кг. Отсюда каждый вид топлива имеет коэффициент перевода натуральной единицы измерения в условную, равный: антрацит — 0,89; каменный уголь — 0,86; эстонский сланец — 0,4; бурый уголь — 0,47—0,54; нефть — 1,43; торф — 0,4; природный газ (1000 м³) — 1,3.

мощностью свыше 930 млн. т, добыча угля в стране увеличилась с 31,3 млн. т в 1917 г. до 747 млн. т в 1983 г., что составляет около 20 % мировой добычи.

К началу 80-х годов удельный вес добычи различных видов топлива в общем объеме добычи составлял:

Виды топлива	Уголь	Нефть	Природный газ	Торф	Горючие сланцы	Дрова
Удельный вес добычи различных видов топлива, %	37,4	38,3	19	2,1	0,7	2,5

Энергетические потребности дальнейшего развития народного хозяйства нашей страны в перспективе до 2000 г. и в последующем будут обеспечиваться за счет непрерывного роста ядерной и термо-ядерной энергетики, растущего использования возобновляемых энергоресурсов (термальных вод, солнца, ветра и других источников энергии) при постепенном сокращении роли нефти, а впоследствии и роли газа в топливно-энергетическом балансе (с использованием их преимущественно в химических и других специальных производствах). Вместе с тем одним из основных видов энергетического топлива останется уголь. Сохранится также роль угля как главного технологического топлива (прежде всего в металлургии). Открываются возможности все более широкого использования угля для получения синтетического жидкого, а отчасти и газообразного топлива.

Такие тенденции предопределяют необходимость дальнейшего ускоренного развития угольной промышленности и увеличения объема добычи угля до 1 млрд. т и более на основе освоения имеющихся в нашей стране богатейших запасов угля.

Общие геологические ресурсы углей в Советском Союзе, оцененные до глубины 1800 м от минимальной мощности пластов каменных углей 0,3 м и бурых 0,8 м, составляют свыше 8600 млрд. т, из которых примерно 60 % приходится на каменные угли и 40 % на бурые. При этом достоверные запасы, залегающие на глубине до 1200 м, оцениваются более чем в 2000 млрд. т. Они сосредоточены в 25 угольных бассейнах на весьма крупных угленосных площадях и более чем в 650 отдельных месторождениях, не входящих в бассейны.

Имеющиеся запасы позволяют эффективно проводить курс на развитие добычи угля открытым способом. Для разработки открытым способом при существующей технике и технологии пригодно около 40 % балансовых запасов углей, из которых более 80 % сосредоточено в восточных районах нашей страны. Благоприятные условия залегания угольных пластов и концентрированные запасы в этих районах позволяют создавать крупнейшие топливно-энергетические комплексы, на которых себестоимость добычи угля будет соизмерима с себестоимостью добычи нефти или природного газа, а себестоимость электроэнергии будет находиться на уровне себестоимости электроэнергии, вырабатываемой на крупных гидроэлектростанциях.

Крупные месторождения углей для коксования и высококачественных энергетических углей находятся в Донецком, Кузнецком, Карагандинском и Печорском бассейнах. Именно в этих угольных бассейнах добывается большая часть угля подземным способом: 46 % — в Донецком, 20 % — в Кузнецком, около 10 % — в Карагандинском, 6 % — в Печорском бассейнах.

Угольные месторождения СССР, разрабатываемые подземным способом, отличаются большим разнообразием по мощности угольных пластов и по углам залегания и другим горно-геологическим условиям.

Если в Донецком бассейне в основном (80—90 %) распространены пласты мощностью до 1,5—2 м, то в Кузнецком бассейне мощность пластов достигает 20—25 м при сравнительно сближенном их расположении, что, естественно, сильно усложняет развитие подземных работ.

Мощные пласты (более 3,5 м) разрабатываются подземным способом в Кузнецком (32 %), Печорском (11 %) и Карагандинском (38 %) бассейнах. В Донецком, Печорском и Карагандинском бассейнах разрабатываются преимущественно (около 80—90 %) пологие пласты, а в Кузнецком и Кизеловском бассейнах большинство пластов (до 50—55 %) имеют наклонное и крутое залегание.

Глубина разработки основных угольных бассейнов составляет в среднем 200—470 м, но ряд шахт в Донецком, Кизеловском и Печорском бассейнах ведут разработку на глубинах 700—1000 м и более.

По газообильности шахт следует выделить Карагандинский бассейн, где доля сверхкатегорных шахт составляет 88 %. В Кузнецком бассейне доля таких шахт составляет 64 %, в Донецком — 57 %, а в Печорском — 50 %.

Повышенная газообильность пластов и развитая трещиноватость пород предрасполагают к внезапным выбросам угля и газа. Такие выбросы особенно свойственны отдельным пластам в Донецком, Кузнецком и Карагандинском бассейнах, что обусловлено еще и своеобразным метаморфизмом угля этих пластов. Не менее грозным явлением, чем внезапные выбросы угля и газа, при разработке пластов, в кровле которых развита мощная толща окварцованных песчаников, являются *горные удары*.

Разработка месторождений в отдельных бассейнах, например в Подмосковном, сопряжена с большими притоками воды и прорывами грунтовых вод и плывунов в горные выработки шахт.

Всесторонний и объективный учет условий и особенностей разработки каждого шахтного поля при выборе соответствующих вариантов вскрытия и подготовки, эффективных схем вентиляции и транспорта, способов охраны выработок, обеспечение безопасных условий для производительной работы людей и машин и др. — составляют вместе масштабную и ответственную задачу проектировщиков. При этом все более актуальными становятся вопросы наи-

более рационального использования природных богатств, повышения полноты извлечения запасов угля.

Важнейшими направлениями для достижения поставленных целей являются:

комплексная механизация и автоматизация производственных процессов, внедрение новой технологии;

опережающее развитие добычи угля за счет огромных запасов на Востоке страны;

сосредоточение работ по реконструкции и модернизации в первую очередь на тех шахтах, на которых будет обеспечен наибольший рост добычи угля и улучшены другие технико-экономические показатели;

повышение нагрузок на очистной забой на основе внедрения прогрессивного оборудования повышенной энерговооруженности и надежности, рациональных режимов его эксплуатации, обслуживания и ремонта;

обеспечение своевременного воспроизводства очистного фронта за счет расширения области применения комбайнового и совершенствования буровзрывного способа проходки выработок при комплексной механизации их крепления;

внедрение поточных и высоконадежных транспортных систем с использованием транспортных средств повышенной грузоподъемности и производительности

1.3. ОСНОВНЫЕ СПОСОБЫ РАЗВИТИЯ ШАХТНОГО ФОНДА

Удовлетворение потребностей народного хозяйства в угле и воспроизводство регулярно выбывающих объектов угольной промышленности требуют планомерного строительства новых, расширения, реконструкции и технического перевооружения существующих предприятий (рис. 1.1).

К новому строительству шахт в угольной промышленности относится строительство:

угольных (сланцевых) шахт на новом участке месторождения (горном отводе);

вторых и последующих очередей предприятий, если ввод их в эксплуатацию предусмотрен первоначально утвержденным проектом.

К расширению действующих предприятий относится строительство вторых и последующих очередей действующего предприятия по новому проекту.

Расширение производится с целью увеличения производственной мощности действующего предприятия в более короткие сроки и при меньших удельных затратах по сравнению с созданием аналогичных мощностей путем нового строительства.

К реконструкции угольных (сланцевых) шахт относятся:

объединение полей (горных отводов) нескольких шахт путем создания единой схемы капитальных и подготовительных разрабо-

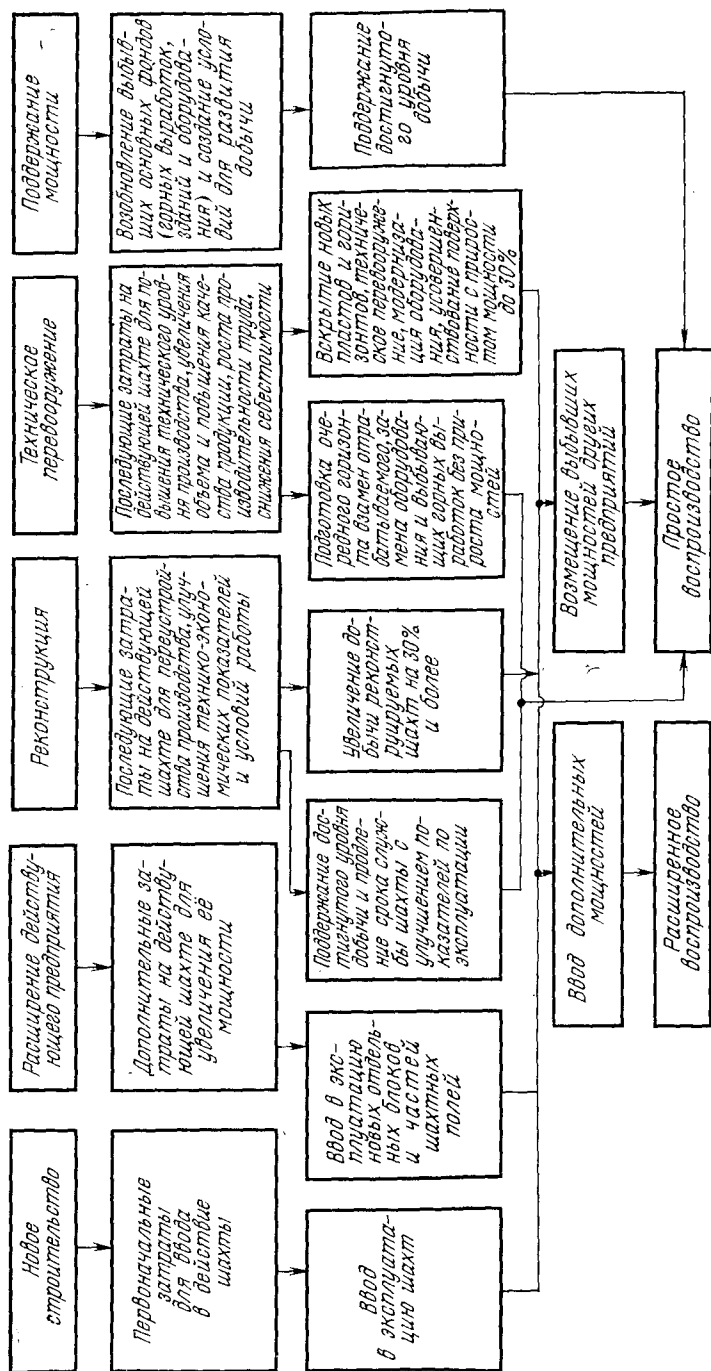


Рис. 1.1. Способы развития шахтного фонда

ток и единого технологического комплекса поверхности, имея в виду частичное использование действующих основных производственных фондов (очистные забои, транспортное и очистное оборудование, подъездные дороги, ЛЭП и связи и др.);

совершенствование способа вскрытия, систем разработки и схем подготовки запасов угля (сланца) к отработке, общешахтной вентиляции и подземного транспорта за счет проходки дополнительных шахтных стволов, переоборудования основных и вспомогательных технологических звеньев.

К техническому перевооружению действующих предприятий относится осуществление в соответствии с планом технического развития шахт по проектам и сметам на отдельные объекты или виды работ комплекса мероприятий (без расширения имеющихся производственных площадей) по повышению до современных требований технического уровня отдельных участков производства, агрегатов, установок.

В угольной промышленности к таким работам следует относить: мероприятия по внедрению новых более прогрессивных способов подготовки шахтного поля, системы разработки пласта, горизонта, механизации очистных и подготовительных работ;

строительство сооружений, связанных с установкой оборудования, обеспечивающего увеличение производительности (пропускной способности) основных технологических звеньев (процессов);

замена подъемных машин и сосудов на более мощные с соответствующей заменой транспортного оборудования технологического комплекса без расширения площадей зданий на шахтной поверхности;

внедрение автоматизированных систем управления и контроля, применение радио, телефона, телевидения, ЭВМ в управлении производством;

модернизация и техническое переустройство систем и установок по охране окружающей среды, отопительных и вентиляционных систем;

внедрение средств механизации транспортных и погрузо-разгрузочных средств на действующих шахтах;

строительство на действующих шахтах комплексов для закладки выработанного пространства;

мероприятия по улучшению условий труда, техники безопасности и промышленной санитарии.

К поддержанию мощностей на действующих предприятиях относятся мероприятия по постоянному возобновлению выбывающих в процессе производственной деятельности основных фондов, в том числе:

подготовка новых горизонтов (блоков);

вскрытие и подготовка уклонных и бремсберговых полей и проведение отдельных горных выработок на действующих горизонтах;

мероприятия по расконсервации запасов (если они не включены в проект реконструкции);

устройство отвалов породы, прудов-накопителей, шламохранилищ, хвостохранилищ и их расширение;

мероприятия, направленные на повышение безопасных условий труда (если эти мероприятия не предусмотрены в проекте реконструкции или планами технического перевооружения).

Большая часть капитальных вложений в угольную промышленность производится с целью простого воспроизводства основных фондов и поддержания мощностей действующих предприятий. Так, в 1966—1980 гг. почти 75 % введенных на новых и действующих шахтах мощностей были предназначены для компенсации выбывших мощностей.

1.4. ПРОЕКТИРОВАНИЕ УГОЛЬНЫХ ШАХТ И ОСНОВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ ЕГО СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ

С разработки проектов начинается воплощение в жизнь общегосударственных, отраслевых и региональных программ хозяйственного строительства, предусмотренного планами экономического и социального развития страны. От качества проектов непосредственно зависят технический и экономический уровень создаваемых объектов, уровень индустриализации строительства, сокращение его продолжительности, снижение материалоемкости и трудоемкости, рациональное использование ресурсов и в конечном счете — эффективность капитальных вложений.

В угольной промышленности проекты последних лет предусматривают строительство крупных высокомеханизированных шахт с производительностью труда в 2—5 раз выше уровня, фактически достигнутого на действующих предприятиях. По таким проектам введены в эксплуатацию технически передовые, имеющие высокие показатели экономической эффективности шахты «Распадская» (производственная мощность 7,5 млн. т/год) в Кузбассе, «Воргашорская» № 1 (4,5 млн. т/год) в Печорском бассейне, «Стахановская» (4 млн. т/год) в Карагандинском бассейне, (4,2 млн. т/год), «Комсомолец Донбасса» (3,6 млн. т/год) в Донбассе и др.

Новые и реконструированные шахты, как правило, располагают наиболее передовой техникой и технологией, а их ввод в эксплуатацию обеспечивает внедрение через новые проекты инженерных идей, на практике приводит к ускорению научно-технического прогресса. Так, применение почти на всех крупных новых шахтах блочного вскрытия с увеличением размеров по простиранию блоков до 4—6 км и шахтных полей до 10—15 км и более способствовало повышению уровня концентрации горных работ и ускорению строительства предприятий.

Погоризонтный способ подготовки с отработкой выемочных полей столбами по падению (восстанию) на многих новых и реконструированных шахтах существенно улучшил условия эксплуатации комплексов очистного оборудования, позволил применять более простые и надежные схемы вентиляции и транспорта. Благо-

даря этим решениям годовой объем проведения подготовительных выработок в расчете на 1000 т суточной добычи по проектам глубоких шахт-новостроек Донбасса на 25—40 % ниже аналогичных показателей по действующим шахтам Украинского Донбасса.

На ряде новых шахт осуществлена конвейеризация подземной доставки угля от забоя до загрузочного бункера скипового ствола. На шахте «Распадская», например, полная конвейеризация транспорта угля обеспечила снижение численности рабочих по обслуживанию подземного транспорта примерно на 10 % и повысила безопасность и комфортность труда.

Разработанные в последние годы проекты шахт предусматривают использование новой техники и высокопроизводительного оборудования большой единичной мощности: очистных механизированных комплексов и струговых установок, проходческих комбайнов, обеспечивающих среднюю скорость проведения выработок до 250 м/мес, ленточных конвейеров с шириной ленты 1000, 1200 мм и более, тяжелых электровозов с секционными поездами и большегрузными вагонетками с донной разгрузкой, подъемных установок с многоканатными подъемными машинами и скипами большой емкости, высокопроизводительных вентиляторов главного проветривания, одноступенчатых водоотливных установок с высоконапорными насосами, оборудования электроподстанций глубокого ввода 110/6 кВ, вакуум-насосных станций с крупными вакуум-насосами и другого оборудования.

На современном этапе развития народного хозяйства нашей страны проектирование становится все более важным фактором повышения эффективности общественного производства.

Конкретные пути дальнейшего улучшения проектно-сметного дела четко сформулированы ЦК КПСС и Советом Министров СССР в специальном постановлении, принятом в марте 1981 г. Они направлены на то, чтобы обеспечить создание проектов предприятий, отвечающих современным требованиям научно-технического и социального прогресса и условиям перевода экономики на интенсивный путь развития.

В угольной промышленности совершенствование проектирования предусматривает (рис. 1.2):

повышение технического уровня и экономичности проектных решений, рациональное использование ресурсов, охрану окружающей среды;

сокращение трудоемкости и сроков проектирования, повышение качества и производительности труда проектировщиков.

Первая задача направлена на улучшение результатов проектной деятельности, вторая — на совершенствование самого процесса проектирования. Эти взаимосвязанные задачи требуют комплексного подхода к их решению.

К числу основных направлений совершенствования проектирования угольных шахт, сформировавшихся на современном этапе, относятся:

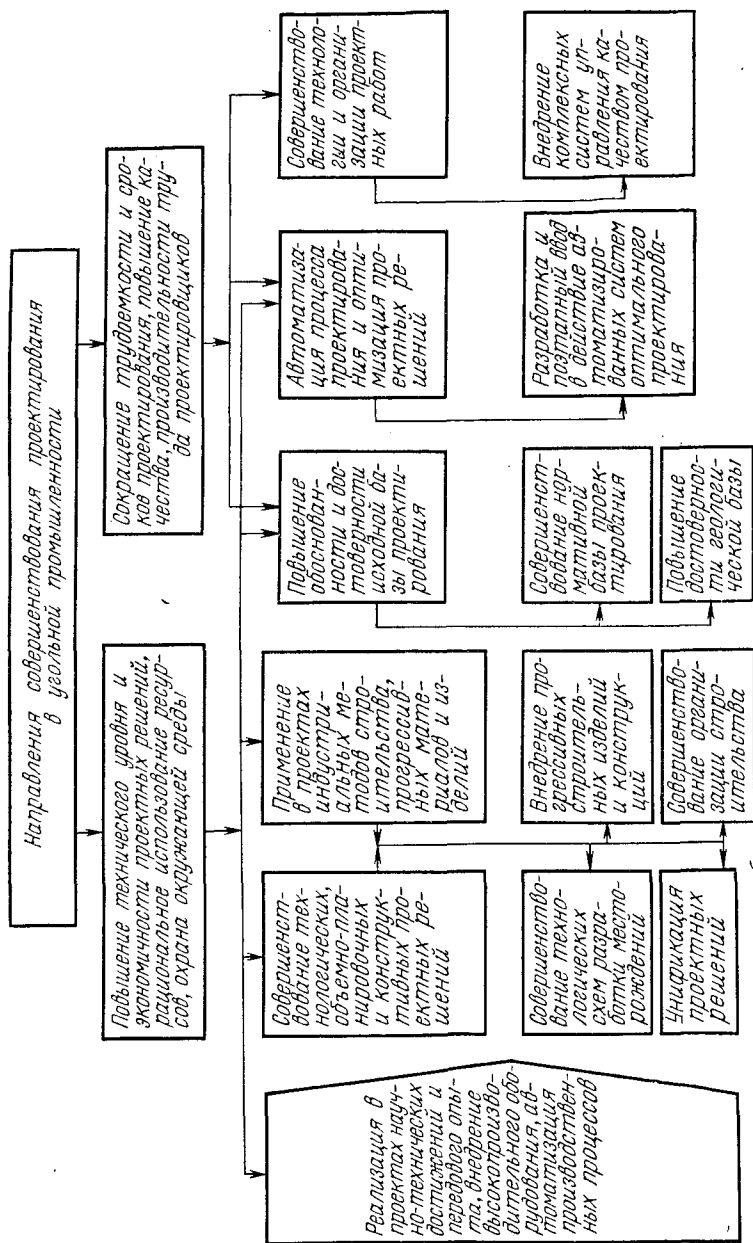


Рис. 1.2. Структура основных путей совершенствования проектирования

1. Совершенствование технологических, объемно-планировочных и конструктивных проектных решений, что предусматривает: применение способов и схем вскрытия шахтных полей и планировки горных работ, обеспечивающих высокую концентрацию горных работ, минимальный объем проводимых и поддерживаемых выработок, бесступенчатый и по возможности непрерывный транспорт, прямоточное проветривание;

максимально возможное извлечение запасов угля и других полезных ископаемых в пределах шахтного поля;

применение наиболее прогрессивных видов забойного оборудования, обеспечивающего высокие технико-экономические показатели при минимальной трудоемкости работ;

полную закладку выработанного пространства на мощных крутых и наклонных пластах и на тонких крутых пластах, опасных по внезапным выбросам угля и газа, а также в любых условиях в случаях необходимости сохранения поверхности от нарушений;

применение наиболее совершенных видов крепления и способов охраны горных выработок (в том числе по бесцеликовой технологии), обеспечивающих их безремонтное поддержание в течение всего срока службы;

преимущественное применение столбовых систем разработки с длиной выемочных столбов, создающих возможность длительной работы комплексов очистного оборудования без демонтажа;

применение на основных горизонтах для доставки угля мощных конвейеров, обеспечивающих бесперегрузочное транспортирование угля, или тяжелых электровозов и секционных поездов с донной разгрузкой; стационарных и передвижных аккумулирующих емкостей на сопряжениях средств транспорта и погрузочных пунктов большой производительности;

применение схем и способов вентиляции шахт и выемочных участков, дегазации пластов и их спутников, вмещающих пород и выработанных пространств, кондиционирование шахтного воздуха и меры по борьбе с пылью, что обеспечивает безопасное ведение работ, нормальные климатические и санитарные условия в шахтах;

достижение рациональной блокировки зданий и сооружений на поверхности с учетом технологии и организации строительства и возможности последующего расширения производства;

создание, как правило, центральных (групповых) породных отвалов, располагаемых в отдалении от жилых массивов и промышленных площадок на непроизводительных земельных участках и др.

2. Повышение в проектах уровня индустриализации строительства, использования прогрессивных материалов и изделий.

Прогрессивным направлением при проектировании поверхности шахт является разработка технических решений на базе унифицированных зданий вспомогательного и встроенного назначения.

Это многоцелевые здания полной заводской готовности, транспортируемые к месту эксплуатации отдельными блок-боксами, го-

товые к установке на площадке объектов и подключаемые к внешним сетям, коммуникациям и друг к другу.

За годы XI пятилетки уровень использования в проектах предприятий угольной промышленности типовых, унифицированных и повторно применяемых проектных решений должен возрасти с 15 до 50 %. При этом предусмотрено существенное расширение объемов применения в строительстве эффективных строительных конструкций и материалов: легких металлических конструкций комплектной поставки, несущих конструкций из легких бетонов и бетонов марки 500 и выше, предварительно напряженных железобетонных конструкций, стальных конструкций из эффективных профилей проката.

3. Повышение обоснованности и достоверности исходной базы проектирования.

Материалы геологических отчетов в целом пока еще имеют прогнозный характер, что вызывает необходимость, с одной стороны, учитывать это обстоятельство при разработке проектной документации путем соответствующего резервирования звеньев технологических схем, а с другой — принимать дополнительные меры по дальнейшему совершенствованию методики и техники разведки, а также обработки и интерпретации разведочных данных в геологических отчетах.

4. Оптимизацию проектных решений и автоматизацию проектирования.

Специфика угольного месторождения, достигнутый уровень развития технологии и организации производства допускают при проектировании шахт значительную свободу выбора их качественных и количественных параметров, на согласованное сочетание которых оказывают влияние многочисленные природные и технологические, организационные и социально-экономические факторы.

Выбор оптимальных проектных решений требует многовариантного проектирования, которое в полном масштабе практически может быть осуществлено только при использовании системы автоматизированного проектирования. Работы по созданию и внедрению отраслевой системы автоматизированного проектирования (САПР-уголь) выполняет Центрогипрошахт с участием более 20 проектных институтов, НИИ и горных вузов в соответствии с целевой комплексной научно-технической программой, утвержденной Госкомитетом СССР по науке и технике, Госпланом СССР и АН СССР.

Внедрение первой очереди САПР-уголь (9 унифицированных подсистем, или 133 комплексов задач) позволило в Днепрогипрошахте, Сибгипрошахте и Южгипрошахте достичь уровня автоматизации проектных работ 10—12 %.

Средства автоматизации должны быть внедрены во всех проектных организациях министерства.

Решение этой задачи предусматривает разработку методического и программного обеспечения, совершенствование технологии и организации машинного проектирования в отрасли, оснащение проектных институтов ЭВМ и современными техническими сред-

ствами: автоматизированными рабочими местами проектировщиков, дисплейными станциями, обеспечивающими телеобработку данных и теледоступ к банкам данных в ЭВМ, скоростными чертежными автоматами.

5. Совершенствование технологии и организации проектных работ.

Значительное влияние на технико-экономические показатели проектируемых предприятий, в том числе на их стоимость, оказывают технология и организация выполнения проектных работ.

Важное место в совершенствовании технологии проектирования отводится методам количественной оценки качества проектных решений, которые позволяют комплексно оценивать принимаемые решения с позиций их технического совершенства и экономической эффективности для отрасли и народного хозяйства.

1.5. ОРГАНИЗАЦИЯ ПРОЕКТНЫХ РАБОТ, СОГЛАСОВАНИЕ И ЭКСПЕРТИЗА

Разработка проектно-сметной документации осуществляется проектными организациями в соответствии с годовыми планами проектно-изыскательских работ для текущего строительства и строительства будущих лет.

В СССР существуют отраслевая и технологическая формы специализации проектных организаций. При технологической специализации проектные организации специализируются на разработке отдельных частей проекта — архитектурно-строительной, энергетической, транспортной, санитарно-технической и т. д. К их числу принадлежат ПромстройНИИпроект, Сантехпроект и др.

Проектные организации, имеющие отраслевую специализацию, занимаются разработкой проектов зданий и сооружений, возводимых в отдельных отраслях народного хозяйства, например в угольной.

Отраслевой институт выполняет функции генерального проектировщика, а все привлекаемые им проектные организации — функции субподрядных проектных организаций. Из числа крупных проектных институтов отрасли назначаются головные, которые призваны проводить единую техническую политику в проектировании тех или иных объектов отрасли. Эти институты оказывают техническую помощь проектным организациям родственного профиля, составляют нормативные документы для проектирования, разрабатывают типовые проекты, а в ряде случаев осуществляют исследовательские и экспериментальные работы.

Проектирование предприятий угольной промышленности осуществляют более 13 тысяч специалистов-проектировщиков 26 проектных организаций, в состав которых входят: 14 проектных институтов, 5 комплексных научно-исследовательских и проектных институтов и 7 проектных контор.

Для повышения качества проектирования и повышения ответственности проектных организаций за комплексное и гармоничное развитие и техническое перевооружение угольных бассейнов в от-

расли целенаправленно осуществляется специализация проектных организаций. Специализация проводится в двух направлениях:

по виду проектируемых объектов (угольные шахты, разрезы, обогатительные, брикетные фабрики, машиностроительные заводы, ремонтная база, предприятия стройиндустрии и стройбазы);

по районам размещения предприятий — за каждым технологическим проектным институтом закреплены определенные производственные объединения.

Кроме того, за проектными институтами закреплены отдельные, наиболее сложные вопросы проектирования, по которым они являются ведущими.

В настоящее время проектирование предприятий по добыче и переработке угля в Донском бассейне ведут Донгипрошахт (г. Донецк), Южгипрошахт (г. Харьков), Днепрогипрошахт (г. Днепропетровск), Ворошиловградгипрошахт (г. Ворошиловград), Ростовгипрошахт (г. Ростов-на-Дону) и УкрНИИпроект (г. Киев). За каждым институтом закреплены определенные районы производственной деятельности. Днепрогипрошахт, например, проектирует шахты Западного Донбасса и центрального района Донбасса, Ростовгипрошахт — шахты Ростовской области, УкрНИИпроект — шахты Львовско-Волынского бассейна.

Для Печорского, Подмосковского и Прибалтийского бассейнов проектирование промышленных объектов ведет Гипрошахт (г. Ленинград), имеющий филиал в г. Туле. Гипрошахт является также ведущим проектным институтом отрасли по проектированию зарубежных объектов.

Проектные работы для шахт Карагандинского бассейна и месторождений Средней Азии выполняет Карагандагипрошахт (г. Караганда), Уралгипрошахт (г. Свердловск) с филиалом в г. Челябинске выполняет проектные работы для угольных предприятий Урала. Угольные предприятия Кузнецкого бассейна проектируют Сибгипрошахт (г. Новосибирск) и Кузбассгипрошахт (г. Кемерово). Ведущее место в деятельности Сибгипрошахта в последние годы стало занимать проектирование крупнейших топливно-энергетических комплексов: Канско-Ачинского и Южно-Якутского.

Дальгипрошахт (г. Владивосток) осуществляет проектирование шахт Дальнего Востока и о. Сахалин, Востгипрошахт (г. Иркутск) выполняет проектные работы для предприятий Восточной Сибири, а Грузгипрошахт — для предприятий Грузии.

Кроме проектных институтов, занятых проектированием конкретных объектов, имеется центральный научно-исследовательский и проектный институт — Центрогипрошахт (г. Москва), являющийся головной организацией отрасли по научным основам и автоматизации проектирования, разработке и совершенствованию нормативных документов для проектирования, унификации и типизации проектных решений. Донгипрооргшахтострой (г. Донецк) и Сибгипрооргшахтострой (г. Новокузнецк) выполняют проекты развития материально-технической базы строительства, осна-

щения проходки стволов и другие работы для целей строительства. УкрНИИпроект (г. Киев) и ВНИИгидроуголь (г. Новокузнецк) являются ведущими в отрасли соответственно по вопросам развития поточной и циклично-поточной технологии для открытой добычи и по вопросам развития гидравлического способа подземной добычи угля. ПечорНИИпроект (г. Воркута) с отделением в г. Инта разрабатывает проекты предприятий Печорского бассейна.

При наиболее крупных производственных объединениях для удовлетворения нужд эксплуатации в проектной документации имеются проектные конторы, выполняющие около 10 % общего объема проектных работ.

В зависимости от характера выполняемых проектных работ устанавливается структура проектных организаций. Для проектных институтов угольной промышленности она в основном идентична и только несколько отличается из-за специализации институтов (не все институты имеют, например, подразделения по проектированию разрезов или обогатительных фабрик). Основными структурными подразделениями института являются специализированные производственные отделы (рис. 1.3). В каждом отделе работает несколько бригад, секторов или групп проектировщиков. Руководитель группы (бригады) — это непосредственный организатор и технический руководитель работ, выполняемых подчиненными ему исполнителями — ведущими и старшими инженерами, инженерами, старшими техниками, техниками.

Проектная организация — генеральный проектировщик по каждому проектируемому предприятию — назначает главного инженера проекта, который является техническим руководителем проекта и осуществляет увязку всех частей проекта, выполняемых в производственных отделах.

Заказчик проекта заключает договор с проектной организацией, выдает ей утвержденное задание на проектирование и необходимые исходные материалы, следит за ходом проектирования и выполнением сроков работ, принимает от проектной организации проектно-сметную документацию.

Проектные организации и их должностные лица несут ответственность за экономичность, надежность, безопасность, полноту и эффективность предусмотренных в проектах мероприятий по охране здоровья трудящихся и окружающей среды, за соблюдение требований инструкций и других нормативных документов при проектировании.

Проектируемая шахта, как правило, находится среди действующих и строящихся объектов других отраслей промышленности или сельского хозяйства. Деятельность ее будет связана с хозяйственными интересами других предприятий, целых районов страны, а строительство окажет определенное влияние на окружающую территорию. Поэтому многие вопросы проектирования должны увязываться и согласовываться с соответствующими ведомствами, местными Советами и предприятиями. Так, по снабжению шахт электроэнергией, теплом и газом согласование производится с со-

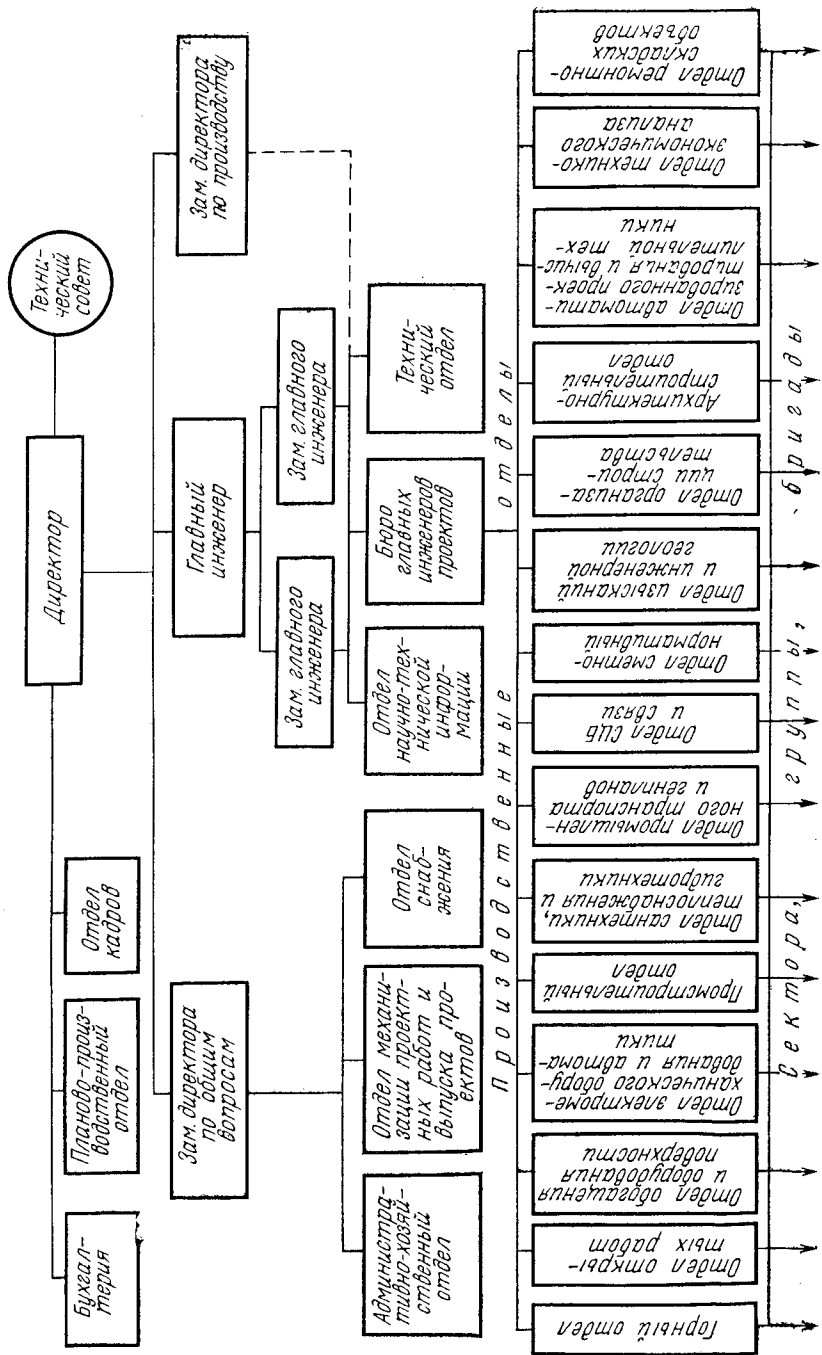


Рис. 1.3. Структура проектного института

ответствующим управлением территориальных энергосистем или их местными органами, ведающими эксплуатацией энергосистем; вопросы примыкания к железнодорожным путям и перевозки грузов согласовываются с управлением железной дороги Министерства путей сообщения СССР и др.

В соответствии с СН 202—81 заказчик проекта согласовывает с генеральной подрядной строительно-монтажной организацией раздел проекта «Организация строительства» и сметы, составленные по рабочим чертежам.

Согласованная проектно-сметная документация (кроме рабочей документации) перед утверждением проходит экспертизу. Целью экспертизы является обеспечение высокого технико-экономического и научного уровня проектной документации, позволяющего построить передовое предприятие с высокими показателями по производительности труда при минимальных затратах материально-технических, людских и финансовых ресурсов.

В СССР экспертизу проектов осуществляют Госстрой СССР, Госкомитет СССР по науке и технике, министерства и ведомства СССР, Госстрой союзных республик. В ряде случаев к экспертизе привлекаются научно-исследовательские и проектные институты. Наиболее сложные и крупные проекты рассматриваются Государственной экспертной комиссией Госплана СССР.

Все проекты (рабочие проекты) и сметы предприятий, зданий и сооружений угольной промышленности стоимостью на полное развитие 4 млн. руб. и выше до представления их на утверждение подвергаются экспертизе Управлением экспертизы проектов и смет Минуглепрома СССР. Соответствующее управление министерства или объединения после получения заключения Главгосэкспертизы Госстроя СССР вносят коррективы в проект, и далее он представляется министерством для утверждения в Совет Министров СССР.

В процессе подготовки экспертного заключения по проекту шахты проверяется соответствие основных показателей схемы развития и размещения угольной промышленности. Проводится экспертиза технологической части проекта, генерального плана, решений по строительной части проекта. Проверяется соответствие всех принятых в проекте решений нормам технологического проектирования, техническим условиям и указаниям по строительному проектированию. Эксперты также проверяют, насколько эффективны будут капитальные вложения, каков срок их окупаемости; проверяются соответствие принятых в проекте сроков строительства нормам продолжительности строительства предприятий и многие другие вопросы. В результате экспертизы составляется экспертное заключение, в котором даются рекомендации об утверждении (или отклонении) проекта.

Проекты (рабочие проекты) на строительство угольных шахт или их очередей (кроме проектов, рассматриваемых Советом Министров СССР) утверждаются:

по объектам стоимостью на полное развитие 4 млн. руб. и выше— Министерством угольной промышленности СССР;

по объектам стоимостью на полное развитие менее 4 млн. руб.— Минуглепромом УССР и объединениями в порядке, устанавливаемом Министерством угольной промышленности СССР.

Утвержденный проект (рабочий проект) угольной шахты является основанием для планирования и финансирования ее строительства, заказа основного оборудования, а также заключения договора подряда на капитальное строительство.

Проектная организация осуществляет авторский надзор за строительством предприятия, соответствием мощностей и других технико-экономических показателей проектным мощностям и показателям, а также решает все связанные с проектированием вопросы, которые возникают в процессе строительства, приемки объектов в эксплуатацию и освоения их проектных мощностей.

1.6. ТИПОВОЕ ПРОЕКТИРОВАНИЕ

Важнейшим направлением в проектной деятельности является типовое проектирование, которое представляет собой систему мероприятий, обеспечивающих разработку и создание фонда утвержденной и введенной в действие типовой проектной документации, предназначенной для многократного применения при проектировании повторяющихся в строительстве, одинаковых по назначению и основным параметрам предприятий, зданий и сооружений, технологических линий, участков, узлов, а также для массового изготовления однотипных строительных конструкций и изделий.

Типизация проектных решений осуществляется для того, чтобы обеспечить при многократном применении ранее разработанных и испытанных на практике решений:

в сфере проектирования — повышение качества проектно-сметной документации, уменьшение трудозатрат на ее изготовление, снижение сроков и стоимости проектирования;

в сфере строительства — снижение трудоемкости, повышение качества, уровня индустриализации и сокращение сроков строительно-монтажных работ.

К типовой проектной документации предъявляются повышенные требования, главными из которых являются:

прогрессивность — проекты должны предусматривать внедрение новейших достижений науки и техники, передового опыта проектирования и строительства, обеспечивающих высокий уровень механизации и автоматизации производственных процессов, безопасные и комфортные условия труда, охрану окружающей среды;

индустриальность — проекты должны удовлетворять требованиям высокомеханизированного производства строительных конструкций, изделий, элементов крепи горных выработок повышенной заводской и монтажной готовности, а также обеспечивать возможность их механизированного монтажа;

экономичность — проекты должны обеспечивать высокие эксплуатационные качества сооружаемых объектов при максимальном снижении материалоемкости, сокращении трудозатрат;

многократность применения — типовые проекты должны разрабатываться для многократного применения при строительстве повторяющихся производственных и вспомогательных зданий и сооружений и др.

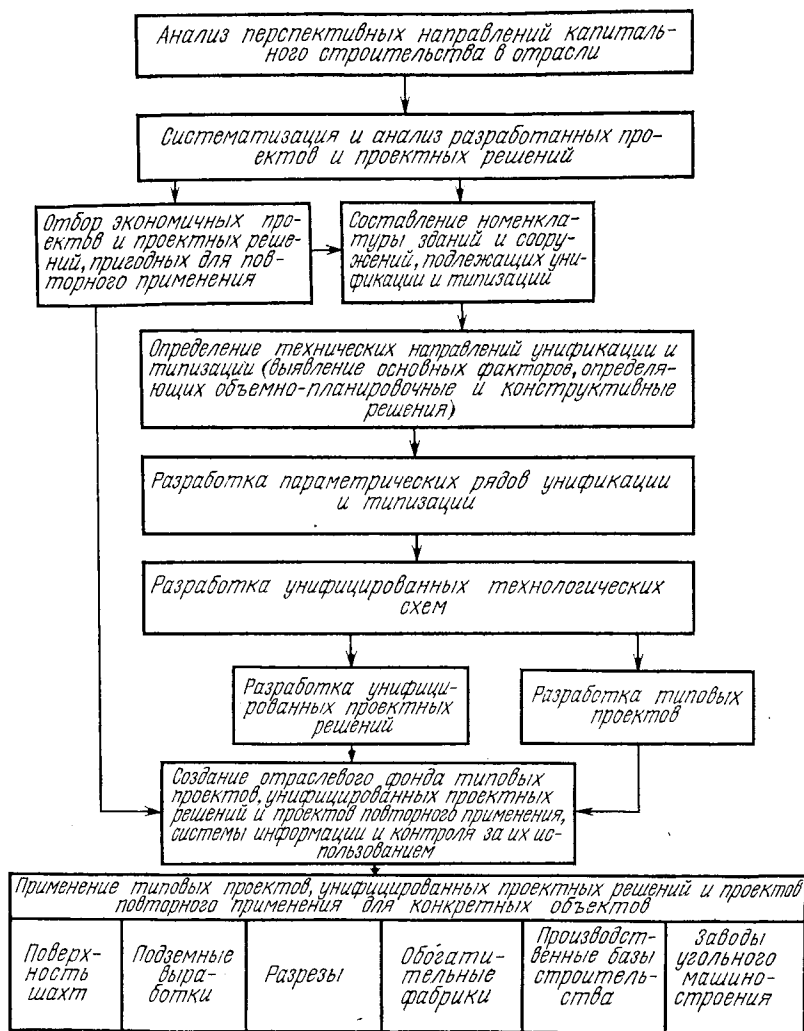


Рис. 1.4. Блок-схема унификации и типизации проектных решений

Разработка типовых проектов и типовых проектных решений может осуществляться:

в одну стадию — рабочий проект со сметами — для технически несложных предприятий, зданий и сооружений;

в две стадии — проект со сметными расчетами стоимости и рабочая документация со сметами — для технически сложных предприятий, зданий и сооружений.

На рис. 1.4 показана блок-схема унификации и типизации проектных решений, принятая в угольной промышленности.

Последовательность выполнения работ по унификации и типизации предусматривает:

унификацию технологических схем, узлов и оборудования;

унификацию объемно-планировочных решений — габаритных схем зданий и сооружений, их планировки, зонирования производственных помещений по технологическим, санитарным требованиям, по категориям взрыво- и пожаробезопасности и пр.

Завершающим этапом работ является разработка типовой проектной документации.

Проектная организация представляет типовую проектную документацию на экспертизу и утверждение заказчику (которым является соответствующее министерство или ведомство), а затем сдает ее в фонд типовой проектной документации для издания и распространения.

В угольной промышленности разработаны и действуют типовые проекты и типовые проектные решения сечений и сопряжений горных выработок, подземных камер и других подземных объектов различного назначения, а также отдельных зданий и сооружений на поверхности шахт. К их числу относятся типовые проекты сечений и армировки вертикальных стволов, сечений протяженных горных выработок, закрепленных различными видами крепи для горно-геологических условий различных бассейнов, подземных перегрузочных пунктов, приемно-отправительных площадок, подземных камер, разгрузочных ям для вагонеток и секционных поездов, камер загрузочных устройств скипов, подземных депо электровозов различных типов, подземных электростанций и распределительных пунктов, водоотливных установок, узлов связи, подземных складов ВМ и др. Для наземных зданий и сооружений разработаны типовые проекты вентиляторных установок с вентиляторами различного типа, здания блока подъемных машин главного ствола, административно-бытовых комбинатов, трансформаторных подстанций.

На проектные организации возложена ответственность за правильность выбора типового проекта (типового проектного решения) для привязки, за качество документации, выполненной с применением типовых проектов (типовых проектных решений), соответствие ее современному уровню науки и техники, требованиям норм и правил строительного и технологического проектирования, стандартам, правилам техники безопасности и взрыво- и пожаробезопасности.

ВИДЫ ПРОЕКТНЫХ РАБОТ

II.1. ПОСЛЕДОВАТЕЛЬНОСТЬ И СТАДИИ ПРОЕКТИРОВАНИЯ

Проектирование угольных шахт осуществляется в следующей последовательности:

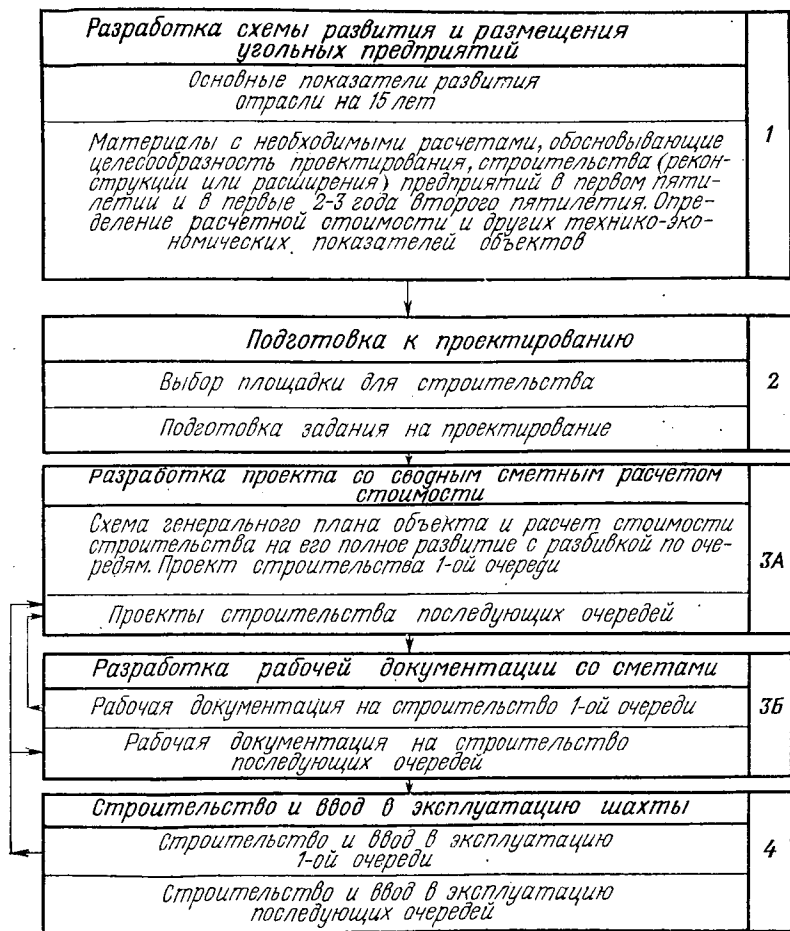


Рис. II.1. Последовательность выполнения проектных работ

1. На основании схемы развития и размещения угольной промышленности (генсхемы) разрабатываются технико-экономические обоснования (ТЭО) проектирования, строительства, реконструкции или расширения горного предприятия, определяют расчетную стои-

мость его строительства и другие основные технико-экономические показатели.

2. Выбирается площадка для строительства шахты в районе, установленном ТЭО.

На основе материалов и расчетов в составе ТЭО, а также утвержденного акта о выборе площадки разрабатывается и утверждается задание на проектирование строительства (реконструкции, расширения) шахты.

3. В соответствии с заданием на проектирование разрабатывается проектно-сметная документация.

Разработка проектно-сметной документации осуществляется:

в одну стадию — *рабочий проект* со сводным сметным расчетом стоимости — для предприятий, зданий и сооружений, строительство которых будет осуществляться по типовым и повторно применяемым проектам, а также для технически несложных объектов;

в две стадии — *проект* со сводными сметными расчетами стоимости и *рабочая документация* со сметами — для других объектов строительства, в том числе крупных и сложных.

Современные угольные шахты относятся к крупным и сложным объектам и проектируются, как правило, в две стадии.

Установлен порядок, предусматривающий разработку проектов (рабочих проектов) очередями. В задании на проектирование шахты указываются состав и продолжительность строительства очередей, ввода в строй предприятия, которые окончательно уточняются при работе над проектом.

Разрабатывается схема генерального плана и производится расчет общей стоимости строительства шахты на ее полное развитие, которые являются неотъемлемой частью проекта на строительство первой очереди. Проекты на строительство последующих очередей разрабатываются на основе той же схемы генерального плана, объекта.

Последовательность выполнения проектных работ, обеспечивающих строительство, реконструкцию или расширение шахт, показана на рис. II.1, на котором условно можно выделить планово-проектные работы (этап 1), предпроектные работы (этап 2) и собственно проектные работы (этапы 3А и 3Б).

II.2. СХЕМА РАЗМЕЩЕНИЯ И РАЗВИТИЯ УГОЛЬНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ ТЭО СТРОИТЕЛЬСТВА ШАХТ

Схема развития угольной промышленности и размещения предприятий является крупной проектной работой с научными и плановыми материалами и разрабатывается не менее чем на 15 лет (по пятилетиям). Через каждые 5 лет в отраслевую схему вносятся необходимые изменения и уточнения.

В угольной промышленности разработка схемы развития и размещения отрасли осуществляется по единой комплексной программе

практически всеми проектными и ведущими научно-исследовательскими и проектно-конструкторскими институтами под методическим руководством ЦНИЭИугля. Проектным проработкам принадлежит центральное место при составлении и технико-экономической оценке вариантов развития и размещения мощностей по каждому предприятию, т. е. при разработке так называемых шахтовариантов. Принятая в установленном порядке схема используется для разработки технико-экономических обоснований (ТЭО) строительства отдельных шахт. Последние по существу должны представлять собой комплексные, хотя и несколько укрупненные, проекты предприятий, так как в соответствии с существующими требованиями на их основе в составе пятилетних планов утверждаются расчетная стоимость строительства и основные технико-экономические показатели объекта, которые не должны быть ухудшены при дальнейшей разработке проектно-сметной документации.

При разработке отраслевой схемы определяются задачи и основные показатели развития отрасли, отдельных бассейнов, а также предусматриваются мероприятия по комплексному использованию природных ресурсов и рациональному сочетанию отраслевого и территориального планирования.

В составе ТЭО схемы разрабатываются материалы с необходимыми расчетами, обосновывающие целесообразность проектирования, строительства, реконструкции или расширения предприятий и сооружений. При этом определяются расчетная стоимость строительства (реконструкции, расширения) и другие основные технико-экономические показатели объекта.

Отраслевая схема включает:

1. Анализ состояния развития и размещения отрасли на основе изучения статистических данных, результатов научных исследований, плановых и проектных материалов за прошедшие 15 лет.

2. Исследования основных условий и факторов развития и размещения отрасли на перспективу с учетом потребности народного хозяйства в продукции и обеспеченности ресурсами.

3. Разработку концепции и вариантов перспективного развития и размещения отрасли. Разработка концепции предполагает обоснование в обязательном порядке вариантов соотношения между строительством новых, реконструкцией и техническим перевооружением действующих предприятий, различающихся набором технических решений и сроками их реализации. Варианты развития и размещения производственных мощностей отрасли должны охватывать все предприятия.

4. Определение оптимального варианта развития и размещения отрасли. Оценка экономической эффективности вариантов проводится с применением экономико-математических методов и вычислительной техники по показателю приведенных затрат, включающему затраты в сопряженные отрасли и на транспортирование готовой продукции до потребителя.

ТЭО должны содержать: номенклатуру, объем выпуска и характеристику качества продукции; обоснование необходимости реконструкции, технического перевооружения или нового строительства; оптимальную мощность предприятий и потребности в ресурсах; обоснование места строительства предприятий; предложения по технологии производства; обоснование возможностей транспорта; сведения о наличии строительной базы и возможностях строительных организаций в осуществлении строительства в нормативные сроки; предложения по очередности и срокам строительства предприятия, а также расчеты стоимости строительства. Разрабатываются ТЭО проектными институтами по крупным и сложным предприятиям, определяемым Госпланом СССР и Госстроем СССР.

II.3. ВЫБОР ПЛОЩАДКИ ДЛЯ СТРОИТЕЛЬСТВА ШАХТЫ

Перед началом проектирования проводятся инженерные изыскания, целью которых является изучение природных условий и особенностей участка строительства. Все инженерные изыскания делятся на технические и экономические. К **т е х н и ч е с к и м** изысканиям относятся топографо-геодезические, геологические, гидро-геологические, климатические, коррозионные, сейсмические, санитарно-гигиенические. К **э к о н о м и ч е с к и м** относятся изыскания: для выбора площадки строительства и для организации строительства.

В результате проведения проектной организацией инженерных изысканий составляется паспорт строительства.

До начала проектирования выбирается местоположение площадки предполагаемого строительства шахты.

Площадки для строительства шахты, включая основную промышленную площадку, площадки для блоковых и фланговых стволов, отвалов породы должны выбираться в соответствии с Основами земельного, водного законодательства СССР и союзных республик, других законодательств с учетом проектов районной планировки, законодательных актов по охране природы и использованию природных ресурсов. При этом необходимо стремиться расположить их на непригодных для сельского хозяйства землях и с учетом наиболее полной выемки полезного ископаемого.

При выборе площадок для строительства шахт следует руководствоваться следующими положениями. Шахтные стволы следует закладывать с учетом минимальных потерь угля в постоянных целиках при проведении стволов в благоприятных условиях (вне зоны крупных геологических нарушений, в местах, где отсутствуют обводненные породы, и т. п.). Площадку желательно расположить таким образом, чтобы обеспечить удобство прокладки инженерных сетей и коммуникаций.

Генеральный проектировщик согласовывает с соответствующими органами намеченные решения по выбранной площадке, в частности: место расположения и размеры площадки, возможности использования местных трудовых и материальных ресурсов, произ-

водственного и хозяйственного кооперирования; прокладку трасс новых внеплощадочных коммуникаций и места присоединения к существующим транспортным коммуникациям, источникам и трассам сетей электроснабжения, связи, тепло- и водоснабжения; мероприятия по охране окружающей среды. В необходимых случаях осуществляется согласование условий и места присоединения железнодорожных путей предприятия к путям МПС.

После того как будет принято решение о начале строительства горного предприятия, заказчик проекта оформляет документы на отвод площадки для строительства и на горный отвод. Под *горным отводом* подразумевается часть земных недр (пласты угля в пределах шахтного поля), предоставляемых шахте для разработки там полезного ископаемого.

II.4. ЗАДАНИЕ НА ПРОЕКТИРОВАНИЕ

Задание на проектирование вновь строящихся и реконструируемых шахт составляется заказчиком проекта с привлечением генерального проектировщика на основе материалов и расчетов, выполненных для данного объекта в составе схемы развития и размещения угольной промышленности, а также на основании утвержденного акта по выбору площадки для строительства.

Задание на проектирование шахты содержит: наименование объекта и основание для его проектирования; вид строительства (новое строительство, реконструкция, расширение или техническое перевооружение); данные о районе, пункте и площадке строительства, проектной мощности, номенклатуре продукции; производственном и хозяйственном кооперировании, технологической схеме и организации производства, режиме работы шахты. В нем приводятся также задания по использованию в проекте (рабочем проекте) научно-технических достижений в области технологии производства, оборудования, строительных конструкций и материалов; требования по механизации и автоматизации производственных процессов, управления производством и научной организации труда; исходные положения для разработки мероприятий по защите окружающей среды; прогрессивные удельные показатели по эффективности капитальных вложений, материалоемкости и трудоемкости строительства, которые должны быть достигнуты в проекте, и задание по основным технико-экономическим показателям шахты.

Кроме того, в задании регламентируются: сроки начала и окончания строительства и требования по выделению пусковых комплексов; стадийность проектирования; наименование организации — генерального проектировщика; наименование строительномонтажной организации — генерального подрядчика; внешние транспортные связи; потребители полезного ископаемого; источники обеспечения шахты водой, теплом, газом, электроэнергией; особые условия проектирования и другие требования, которые должны быть учтены при разработке проекта (рабочего проекта).

Заказчик вместе с утвержденным заданием на проектирование передает генеральному проектировщику: утвержденный акт о выборе площадки строительства; архитектурно-планировочное задание, утвержденное исполкомом Совета народных депутатов; строительный паспорт участка, содержащий сведения о существующей застройке подземных и наземных сооружений, коммуникациях и др.; материалы инженерных изысканий; технические условия на присоединение предприятия к источникам энергии, инженерным сетям и коммуникациям. Кроме того, передаются другие необходимые для проектирования материалы, например утвержденный отчет о геологоразведочных работах, проведенных на месторождении; протокол ГКЗ по утверждению запасов и др.

II.5. РАЗРАБОТКА ПРОЕКТНО-СМЕТНОЙ ДОКУМЕНТАЦИИ СОДЕРЖАНИЕ ПРОЕКТА

Разработка проектно-сметной документации на строительство, реконструкцию, расширение или техническое перевооружение шахт строго регламентирована общесоюзной «Инструкцией о составе, порядке разработки, согласования и утверждения проектно-сметной документации на строительство предприятий, зданий и сооружений» (СН 202—81), а также отраслевыми эталонами и другими нормативными документами.

А. Проект (рабочий проект) угольной шахты разрабатывается в соответствии с заданием на проектирование на основании схемы развития и размещения угольной промышленности и с учетом результатов геологоразведочных работ и инженерных изысканий. В проекте решаются вопросы по обоснованию и проектированию схем и способов вскрытия, подготовки и систем разработки, схем транспорта, вентиляции и дегазации, энергоснабжения, подъема и водоотлива, по расчету количественных параметров и планированию горных работ, строительству зданий и сооружений на поверхности, технике безопасности, промсанитарии, организации производства и труда, охране природы и т. д., а также определяются технико-экономические показатели строительства и эксплуатации шахты.

В состав проектно-сметной документации проекта (рабочего проекта) входят:

пояснительная записка (в нескольких книгах) с отдельными приложениями к ней, включая папки со светокопиями чертежей; сметная документация (в нескольких книгах); конспект (краткое содержание) проекта; паспорт проекта.

Пояснительная записка проекта (рабочего проекта) состоит из следующих основных частей:

а) Общая часть, содержащая краткое описание исходных данных для проектирования и района строительства, решений по организации, специализации и кооперированию производства, сведения о потребностях в ресурсах и возможностях обеспечения этих потребностей. Здесь же приводятся краткая характеристика ос-

новых проектных решений, данные об экономике производства, эффективности капитальных вложений, использованных в проекте научно-технических достижениях. Эта часть проекта должна содержать также сведения о проведенных согласованиях проектных решений.

б) Геологическая часть, включающая геологическую и гидро-геологическую характеристику шахтного поля, пластов угля, попутных полезных ископаемых и вмещающих пород. Она содержит данные о границах шахтного поля, балансовых и промышленных запасах углей, степени их разведанности.

в) Технологическая часть, которая посвящается обоснованию проектной мощности и срока службы шахты, режима работы предприятия и трудящихся (число рабочих дней в году, число смен в сутки по добыче угля и подготовительным работам, продолжительность смены). Здесь приводится технико-экономическое обоснование схемы вскрытия шахтного поля и ее параметров, обосновываются число шахтных стволов, их назначение, место заложения, взаимное расположение, сечения, способы охраны и виды крепи вскрывающих выработок. Определяются абсолютные отметки рабочих горизонтов, их глубина от поверхности и т. д. Этот раздел сопровождается чертежами схемы вскрытия шахтного поля, околоствольных дворов, сечений стволов.

Отдельный раздел этой части пояснительной записки посвящен обоснованию схемы подготовки шахтного поля и ее параметров, группированию пластов, обоснованию последовательности их отработки, а также обоснованию систем разработки, механизации очистных работ, нагрузок на очистные забои и других параметров. На чертежах, прилагаемых к этому разделу, приводятся планы горных работ по пластам, графики организации работ в очистных забоях, календарные графики проведения подготовительных выработок.

В специальных разделах технологической части содержатся необходимые расчеты и обоснования подъемных установок (производительность угольных и породных подъемов, типы и количество оборудования, емкости подъемных сосудов и др.), а также подземного транспорта для доставки угля, материалов, породы, людей и выполнения всех вспомогательных операций по горизонтальным и наклонным выработкам.

В самостоятельные разделы вынесены вопросы вентиляции, техники безопасности, борьбы с газом, пылью, высокой температурой, охраны подрабатываемых зданий и сооружений, осушения шахтного поля и водоотлива, закладки выработанного пространства, а также описание технологического комплекса на поверхности, расположения вспомогательных цехов и качества угля.

г) Энергетическая часть посвящается электроснабжению, электрооборудованию, пневматическому хозяйству. Здесь дается расчет установленной мощности и нагрузки силовых и осветительных установок, определяется число участковых подстанций, рассчитываются кабельная сеть, заземление и др., приводятся схемы электроснабжения и пневмоснабжения.

д) Строительная часть содержит описание и обоснование архитектурно-строительных решений зданий и сооружений на промышленных площадках шахты, данные об их строительном объеме, площади застройки, а также соответствующие чертежи. В особых разделах освещаются вопросы водоснабжения, канализации, теплоснабжения, отопления и вентиляции с необходимыми чертежами внутривозвращенных и внешних сетей коммуникаций, планов основных сооружений и устройств.

е) Генеральный план и транспорт. В этой части пояснительной записки прежде всего дается характеристика всех промышленных площадок шахты (основной, фланговых стволов, породных отвалов и пр.), их планировки (вертикальной и горизонтальной), проездов, водоотводов, ограждения, озеленения. Обосновывается вид транспорта добываемого угля и грузов в увязке с системой транспорта района. Разрабатываются чертежи ситуационного плана района, генерального плана, планы железнодорожных станций, планы и профили подъездных путей, планы сооружений и др.

ж) Научная организация труда и система управления производством. Излагаются проектные решения по вопросам научной организации труда на рабочих местах, организации их обслуживания, а также автоматизированной системы управления технологическими процессами шахты, связи в шахте, на поверхности и внешней связи.

з) Охрана природы. Эта часть содержит проектные решения по охране поверхностных и подземных вод, атмосферы, рекультивации нарушенных земель, утилизации отходов производства и охране недр.

и) Организация строительства. Данную часть пояснительной записки составляет проект организации строительства (или реконструкции) шахты — ПОС, который определяет основные технические решения и технологическую последовательность строительства.

Составной частью ПОС является стройгенплан, который решает вопросы размещения на строительной площадке временных зданий, сооружений и коммуникаций, необходимых для успешного строительства шахты.

После утверждения проекта (рабочего проекта) на основе ПОС для определения наиболее эффективных методов выполнения строительного-монтажных работ разрабатываются *проекты производства работ* (ППР).

к) Техничко-экономическая часть проекта содержит полный перечень технических и экономических показателей, характеризующих эффективность принятых проектных решений. К числу важнейших показателей относятся: мощность шахты, численность трудящихся и производительность труда, капитальные вложения и основные промышленно-производственные фонды, себестоимость добычи угля, балансовая прибыль, рентабельность производства, фондоотдача, срок окупаемости капиталовложений и др.

Помимо перечисленных выше основных частей пояснительная

записка проекта (рабочего проекта) шахты содержит решения по вопросам противопожарной защиты поверхности шахты и подземных выработок, мероприятия по освоению проектной мощности в нормативные сроки и пр.

Рабочий проект, который разрабатывается при одностадийном проектировании вместо проекта, включает пояснительную записку с чертежами, сметную документацию, паспорт рабочего проекта.

Пояснительная записка *рабочего проекта* на строительство технических несложных предприятий, зданий и сооружений или их очередей (особенно по типовым или повторно применяемым экономичным индивидуальным проектам) разрабатывается в сокращенном объеме в соответствии с требованиями СН 202—81 и отраслевыми нормативными документами.

Рабочий проект на реконструкцию и техническое перевооружение угольных шахт должен разрабатываться в минимально необходимом объеме и содержать: общую пояснительную записку с краткой характеристикой новой техники и технологии производства, механизации и автоматизации производственных процессов; данные о модернизируемом и заменяемом устаревшем оборудовании, а также о принятых решениях по обеспечению надежности, безопасности и долговечности, по защите окружающей среды от загрязнения; предложения по организации строительства; данные об объемах строительных и монтажных работ; технико-экономические показатели и др.

Б. *Рабочая документация*, выполняемая проектировщиками на основании утверждаемого проекта для строительства предприятий, зданий, сооружений, включает: рабочие чертежи; ведомости объемов строительных и монтажных работ; ведомости и сводные ведомости потребности в материалах; расчеты показателей изменения сметной стоимости строительно-монтажных работ, затрат труда и расхода основных строительных материалов; спецификации на соответствующие виды оборудования; сметную документацию; паспорта строительных рабочих чертежей зданий и сооружений.

Разработкой рабочих чертежей заканчивается проектирование и начинается строительство.

Сметная документация. Для расчета стоимости строительства предприятия, зданий и сооружений и их очередей разрабатывается сметная документация. Общая стоимость строительства определяется в *сводном расчете стоимости*, в котором необходимые средства распределяются по следующим главам: I. Подготовка территории строительства; II. Основные объекты строительства; III. Объекты подсобного и обслуживающего назначения; IV. Объекты энергетического хозяйства; V. Объекты транспортного хозяйства и связи; VI. Наружные сети и сооружения водоснабжения, канализации, теплоснабжения и газоснабжения; VII. Благоустройство и озеленение территории; VIII. Временные здания и сооружения; IX. Прочие работы и затраты; X. Содержание дирекции строящегося предприятия и авторский надзор; XI. Подготовка эксплуатационных кадров; XII. Проектные и изыскательские работы.

В соответствующие главы сводного сметного расчета включаются стоимости отдельных объектов, их частей и видов работ, предварительно рассчитанные в объектных и локальных сметах (сметных расчетах).

Характерной особенностью определения сметной стоимости горнопроходческих работ является то, что эта стоимость складывается из прямых нормируемых затрат и общешахтных расходов. Последние учитывают расходы на содержание шахтного подъема, водоотлива, подземного транспорта, различных служб на поверхности и др. В сметах на горнопроходческие работы общешахтные расходы рассчитываются отдельно для двух основных периодов строительства шахты:

I период — проходка стволов, сопряжений с околоствольными дворами, загрузочных камер, камер зумпфового водоотлива, армировка стволов;

II период — проходка всех остальных горных выработок и камер до сдачи шахты в эксплуатацию.

В состав сметной документации кроме сводного сметного расчета, объектных и локальных смет (сметных расчетов) входят ведомости сметной стоимости строительства объектов, входящих в пусковой комплекс, и ведомость сметной стоимости товарной строительной продукции.

В случаях, когда по проектируемой шахте одновременно выделяются средства на строительство объектов жилищно-гражданского назначения и других объектов, составляется общая *сводка затрат*, объединяющая в себе затраты, предусмотренные сводным сметным расчетом на строительство шахты, и затраты на строительство других объектов.

Г л а в а III

МЕТОДИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ПРОЕКТИРОВАНИЯ, ДИРЕКТИВНЫЕ И НОРМАТИВНЫЕ МАТЕРИАЛЫ

III.1. КАЧЕСТВЕННЫЕ И КОЛИЧЕСТВЕННЫЕ ПАРАМЕТРЫ ШАХТ, ДИНАМИКА ИХ ИЗМЕНЕНИЯ

Угольная шахта характеризуется комплексом качественных и количественных параметров (характеристик). Качественные параметры указывают на конструктивные, организационные и технические стороны технологии разработки угля. Качественными параметрами шахты следует называть схему и способ вскрытия, схему подготовки, вентиляции и транспорта, систему разработки и средства механизации производственных процессов, порядок отработки пластов и выемочных участков и др. Характерным для качественных параметров

шахты является их дискретная определенность. Переход от одного качественного параметра к другому происходит дискретно и в целом. Нельзя говорить, что шахта имеет «более» панельную схему подготовки, «менее» фланговую схему вентиляции и вскрытия. Это не исключает, однако, проектирования шахты с комбинированными однородными параметрами. Например, схему подготовки панельную для уклонной части шахтного поля и этажную — для бремсберговой части; конвейерный транспорт в пределах панели и колесный — по общешахтной магистрали (главному откаточному штреку) и т. д.

Качественные параметры, как правило, не имеют натуральной размерности. Их выбор носит альтернативный, взаимоисключающий характер. В зависимости от того, применяется или не применяется соответствующий качественный параметр в варианте технологической схемы разработки, ему можно придать значение соответственно 1 или 0. Совокупность качественных параметров шахты можно объединить в дискретное множество $\{X_{\text{кач. д.}}\}$. Отдельную группу качественных и количественных характеристик шахты (ряд авторов ошибочно называют их параметрами шахты) представляют природные характеристики горно-геологических условий месторождения: конфигурация месторождения или шахтного поля и его размеры; пространственное расположение угольных пластов свите в шахтном поле и число угольных пластов; распределение запасов в шахтном поле и их объем; гипсометрия угольных пластов и их мощность; углы падения, газоносность, крепость, устойчивость пород почвы и кровли пластов и их крепость; характер покрывающих запасы пород и глубина залегания пластов и т. д. За исключением некоторых (например, водообильность, газоносность) данных, качественные и количественные характеристики в основном неуправляемые. Природные характеристики не являются, однако, постоянными в шахтном поле. Их изменчивость носит случайный характер в силу специфической формы знания о них с помощью геологической разведки.

Одни характеристики изменяются дискретно (число пластов в свите, конфигурация шахтного поля), другие — непрерывно (газоносность, углы падения пластов и др.). Изменения горно-геологических характеристик шахты непосредственно связаны с пространственным местонахождением запасов, а также со степенью изученности сведений о них и только через посредство этого — со временем.

Совокупность сведений о качественных и количественных природных характеристиках шахты можно объединить дискретным $\{X_{\text{г. кач. д.}}\}$ и непрерывным $\{X_{\text{г. кол. н.}}\}$ множествами.

Количественные параметры шахты характеризуют шахту, производственные процессы, технологическую схему шахты, горно-геологические и горнотехнические условия с количественной стороны, они имеют количественную меру измерения.

Примерами являются мощность шахты, нагрузка на очистной забой, размеры панелей, этажей, горизонтов, длина лавы, число

очистных забоев в одновременной работе в панели, на угольном пласте, в крыле шахтного поля, число панелей или блоков в шахтном поле и т. д. Одни количественные параметры могут изменяться непрерывно (длина лавы, нагрузка на очистной забой, размеры панелей, блоков, горизонтов и др.), другие — дискретно (число блоков в шахтном поле, число горизонтов, число очистных забоев в одновременной работе). Количественные параметры, изменяющиеся непрерывно, условно можно объединить множеством $\{X_{\text{кол. н}}\}$, а параметры, изменяющиеся дискретно, — множеством $\{X_{\text{кол. д}}\}$.

Объединение множеств изменяющихся качественных и количественных параметров шахты (рис. III.1) порождает, в свою очередь, некоторое множество возможных вариантов технологии, технологической схемы шахты:

$$\{R\} = \{X_{\text{кач. д}}\} \vee \{X_{\text{кол. н}}\} \vee \{X_{\text{кол. д}}\}, \quad (\text{III.1})$$

где $\vee$ — логический знак, обозначающий операцию дизъюнкции, т. е. логического сложения элементов, вместе или порознь определяющих результат (множество вариантов). Как качественные, так и количественные параметры взаимнообуславливают друг друга. Их взаимосвязь носит технологический, пространственный, производственный или экономический характер. Так, мощность шахты связана с числом действующих очистных забоев и нагрузкой на очистной забой; размеры блоков по простиранию — с числом их в шахтном поле; система разработки столбами по восстанию — падению связана с погоризонтной схемой подготовки и т. д. При этом некоторые значения количественных параметров оказываются возможными лишь при определенных качественных параметрах. Например, большое число действующих очистных забоев на одном угольном пласте пологого падения возможно лишь при панельной схеме подготовки. В связи с этим оценку эффективности применения тех или иных качественных параметров или значений количественных следует производить с учетом их взаимосвязей, в большинстве случаев совместно. Следует иметь в виду, что и качественные и количественные параметры шахты не остаются во времени постоянными. Темпы изменения параметров действующих шахт, естественно, не одинаковы, они специфичны для каждого параметра. Медленнее происходит обновление качественных параметров, быстрее — количественных. Особенно это касается общешахтных элементов технологической схемы (вскрытие, подготовка, схемы транспорта, вентиляции). Дело в том, что реализация принимаемых проектных решений на этих элементах технологической схемы связана с весьма значительными затратами, которые не позволяют легко отказываться от ранее принятых и уже реализованных решений, изменять их.

Тем не менее даже такие общешахтные элементы технологической схемы шахты, как схема вскрытия, схема подготовки, схема транспорта и вентиляции, пересмотр которых требует больших затрат, не остаются неизменными. На одних шахтах произведена

замена колесного вида транспорта на конвейерный, на других — этажную схему подготовки сменила панельная, на третьих — проведены новые стволы, оборудованы новые подъемы и т. д.

Изучение сроков эффективного использования, т. е. «долгожития», проектных решений шахт по основным элементам технологической схемы показывает, что обоснованно принятые схема вскрытия шахты, схема подготовки, схема подъема и др. обычно не сдерживают эффективную работу шахты, не пересматриваются в течение 15—20 лет.

Анализ длительности эксплуатации средств механизации очистных и подготовительных работ, элементов систем разработки на

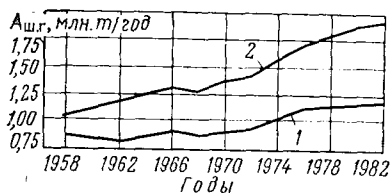


Рис. III.2. Динамика нагрузки на действующую шахту с годовой производственной мощностью более 0,6 млн. т для шахт:

1 — Донбасса; 2 — Кузбасса

действующих шахтах или принимаемых в проектах показывает, что эти параметры технологии и шахты изменяются быстрее. В среднем можно считать, что «долгожитие» этих более динамичных параметров технологии составляет 5—7 лет.

Характерная для крупных шахт большая, нежели для мелких, величина «долгожития» (16—25 лет) объясняется многими причинами и в том числе тем, что проектирование мелких шахт ведется на меньших запасах, решения закладываются более «облегченные», следовательно, менее дорогостоящие, располагающие меньшими резервами и приспособляемостью к меняющимся требованиям эксплуатации и условиям работы шахты. Между тем фактор «морального старения» проектных решений и средств механизации действует одинаково в условиях «крупных» и «мелких» шахт. Обострение потребности совершенствования технологии на мелких шахтах происходит значительно чаще.

Весьма заметны темпы изменения на шахтах количественных параметров. Особенно показательна на действующих шахтах динамика производительности (мощности) шахты, нагрузки на очистной забой, длины лавы, скорости подвигания очистных забоев, размеров выемочных участков, панелей, высоты горизонтов, размеров блоков, сечений горных выработок и др.

Естественно, нельзя не учитывать при этом сдерживающего влияния установленных возможностей технологических узлов на

действующих шахтах. Так, рост производительности действующей шахты может сдерживаться производительностью транспортной системы или подъема, производительностью системы проветривания и др. В результате, несмотря на имеющиеся возможности очистных забоев увеличить добычу по шахте, на других производственных процессах возникают «узкие места», затрудняющие повышенную выдачу добычи угля. В роли сдерживающих выступают различные производственные процессы, что сказывается на темпах роста параметров шахты, а иногда такой рост становится вообще

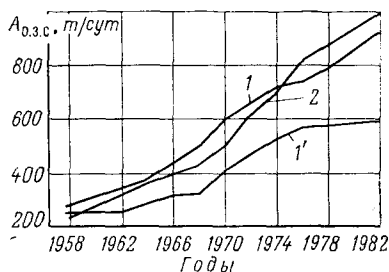


Рис. III.3. Динамика нагрузки на очистной забой на действующих шахтах с годовой производственной мощностью:

1 — более 0,9 млн. т (Донбасс); 1' — менее 0,9 млн. т (Донбасс); 2 — более 0,6 млн. т (Кузбасс)

невозможным. И тем не менее в результате специальных мероприятий, в том числе коренной реконструкции шахт, такие ограничения в определенной мере снимаются.

На рис. III.2 показана динамика изменений производственной мощности действующих шахт Донбасса (пологое падение пластов) и Кузбасса за последние 24 года (1958—1982 гг.), у которых проектная мощность более 600 тыс. т/год. Эти данные подтверждают общую тенденцию увеличения производственной мощности одной шахты. С 1967 по 1982 г. за 15 лет производственная мощность одной шахты возросла с 840 до 1200 тыс. т/год, т. е. на 42 %, по Украинскому Донбассу (пологое падение), с 1300 до 1915 тыс. т/год, т. е. на 47 %, по Кузбассу.

Более значительно возрастала нагрузка на очистной забой (рис. III.3, III.4). На действующих шахтах производственной мощностью менее 0,9 млн. т/год в Донбассе нагрузка возросла с 68 тыс. м²/год (340 т/сут) до 100 тыс. м²/год (600 т/сут), т. е. на 47 % (76 %). Особенно заметно выросла нагрузка на очистной забой на шахтах производственной мощностью более 0,9 млн. т/год — соответственно с 74 500 м²/год (450 т/сут) до 120 тыс. м²/год (960 т/сут), т. е. на 61 % (113 %). Длина лавы за это же время

(рис. III.5) возросла в Донбассе с 150 до 195 м, или же на 27 %, а подвигание очистного забоя (рис. III.6) с 460 до 600 м/год, или на 30 %. Высота горизонта на шахтах, разрабатывающих круто-

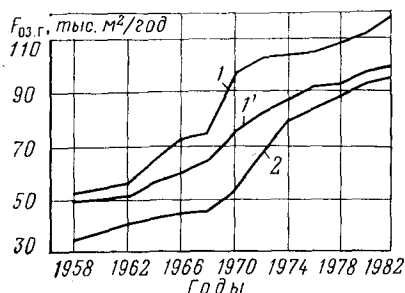


Рис. III.4. Динамика нагрузки на очистной забой в тыс. м²/год вынимаемой площади угольных пластов на действующих шахтах с годовой производственной мощностью:
1 — более 0,9 млн. т (Донбасс); 1' — $0,6 < A_{ш, г} < 0,9$ млн. т (Донбасс); 2 — более 0,6 млн. т (Кузбасс)

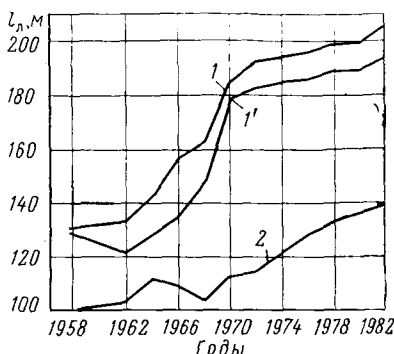


Рис. III.5. Динамика длины лавы на действующих шахтах с годовой производственной мощностью:
1 — более 0,9 млн. т (Донбасс); 1' — $0,6 < A_{ш, г} < 0,9$ млн. т (Донбасс); 2 — более 0,6 млн. т (Кузбасс)

падающие пласты, возросла с 85 до 160 м, размер панелей по простиранию на пологом падении возрос до 1800 м, а размер выемочных участков (столбов) при отработке механизированными комплексами равен 800—1400 м.

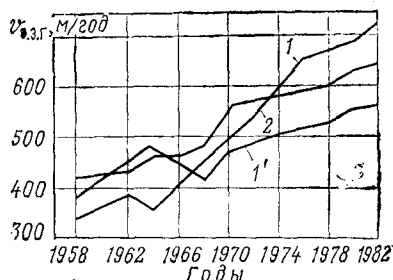


Рис. III.6. Динамика скорости подвигания очистных забоев на действующих шахтах с годовой производственной мощностью:
1 — более 0,9 млн. т (Донбасс); 1' — $0,6 < A_{ш, г} < 0,9$ млн. т (Донбасс); 2 — более 0,6 млн. т (Кузбасс)

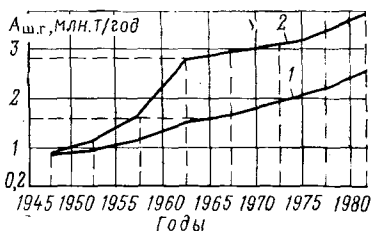


Рис. III.7. Динамика мощности проектируемых шахт:
1 — Донбасса; 2 — Кузбасса

Динамику изменения количественных параметров на действующих шахтах нельзя не учитывать при проектировании новых шахт, новых горизонтов. На рис. III.7, III.8, III.9, III.10 приведены графики, иллюстрирующие динамику принимаемых в проектах

Донгипрошахта и Сибгипрошахта значений мощности шахты, нагрузки на очистной забой, длины лавы, подвигания очистного забоя за период с 1946 по 1982 г., т. е. за 36 лет.

Данные рис. III.7 (линия 1) показывают, что принимаемая в проектах Донгипрошахта производственная мощность шахты воз-

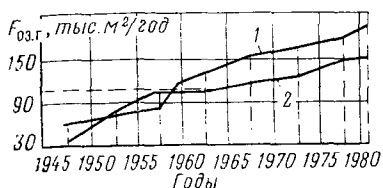


Рис. III.8. Динамика нагрузки на очистной забой в тыс. м²/год вынимаемой площади угольных пластов в проектах шахт:
1 — Донбасса; 2 — Кузбасса

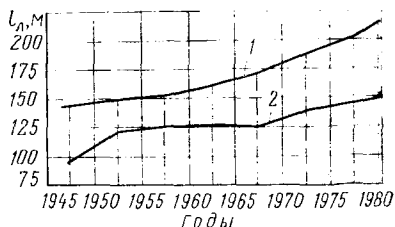


Рис. III.9. Динамика длины лавы в проектах шахт:
1 — Донбасса; 3 — Кузбасса

росла в среднем за первые 10 лет (с 1950 по 1960 г.) на 58 %, за последние 10 лет (с 1972 по 1982 г.) — на 33 %, а за 20 лет — на 135 %, т. е. более чем в 2 раза. Прирост мощности шахты составил соответственно 3, 4; 5,4 и 4,4% в год по отношению к 1950 г. В среднем в 1982 г. производственная мощность одной шахты достигала 2,4 млн. т/год по сравнению с 0,9 млн. т/год в 1950 г. и 1,35 млн. т/год в 1960 г.

Еще более быстрыми темпами росла в проектах нагрузка на очистной забой — в тыс. м²/год выемки (см. рис. III.8, линия 1). Достаточно сказать, что за последние 15 лет нагрузка на очистной забой возросла в проектах со 125 тыс. м² (500 т/сут) в 1967 г. до 170 тыс. м² (1000 т/сут) в 1982 г., т. е. на 36 % (100 %) или на 2,4 (6,7 %) в год.

На графиках рис. III.9, III.10 (линия 1) приведена динамика изменения длины лавы и подвигания очистного забоя в проектах шахт. За последние 10 лет длина лавы возросла со 164 до 200 м, или на 2,2 % в год, а подвигание очистного забоя — с 740 до 940 м/год, т. е. в среднем на 2,7 % в год.

Аналогичные тенденции изменения основных количественных параметров шахт характерны для проектов Сибгипрошахта (линия 2). Сравнение всех этих материалов позволяет подчеркнуть,

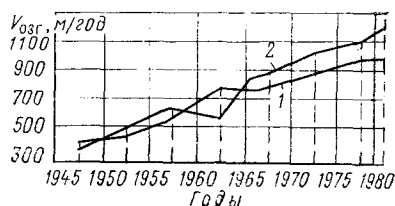


Рис. III.10. Динамика скорости подвигания очистного забоя в проектах шахт:
1 — Донбасса; 2 — Кузбасса

что практике проектирования в целом за анализируемый период времени не свойственны представления о количественных параметрах шахт как неизменных в последующих проектах.

Если сопоставить проектный уровень количественных параметров шахт с достигнутым к данному моменту времени на действующих шахтах, то можно подчеркнуть более высокие значения параметров в проектах. Так, по данным проектов Донгипрошахта (пологое падение) в 1968 г. среднестатистические значения мощности шахты, нагрузки на очистной забой, длины лавы, подвигания очистных забоев составили соответственно 1,62 млн. т/год, 122 тыс.

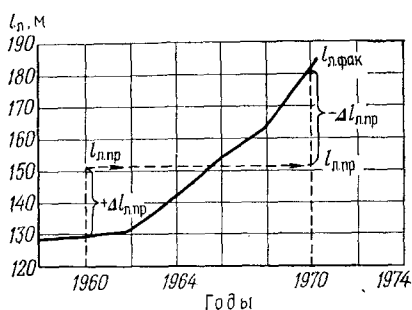


Рис. III.11. Соотношение проектного и фактического значений длины лавы

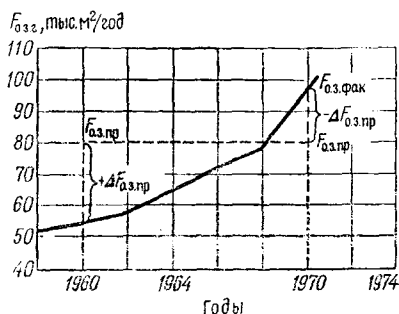


Рис. III.12. Соотношение проектного и фактического значений нагрузки на очистные забои (тыс. м²/год) вынимаемой площади угольных пластов

м²/год (485 т/сут), 166,5 м, 720 м/год. Среднестатистические значения тех же параметров по действующим шахтам Украинского Донбасса (пологое падение) с производственной мощностью свыше 600 тыс. т/год оказались в 1968 г. соответственно: 870 тыс. т/год, 65 тыс. м²/год (324 т/сут), 158 м, 458 м/год. Это говорит о том, что при проектировании шахт ориентируются на лучшие достигнутые уровни основных параметров шахт и технико-экономических показателей, что является правильным. Однако надежность принимаемого в проектах уровня параметров невысока, а прогрессивность недостаточна. Данный вывод подтверждается сопоставлением уровня параметров в проектах шахт на момент освоения проектной мощности с уровнем этих же параметров в указанный момент времени на действующих шахтах.

Принимая средние сроки проектирования и строительства шахты 10—12 лет, можно считать, что уровень количественных параметров шахт, проектируемых в 1960 г., должен хотя бы соответствовать уровню действующих шахт в 1970 г. Сравнение данных по шахтам, проектируемым в 1960 г., с данными за 1970 г. по действующим шахтам с той же сопоставимой мощностью свыше 900 тыс. т/год (рис. III.11, III.12) показывает значительное отставание значений длины лавы и нагрузки на очистной забой в проектах в мо-

мент сдачи шахт в эксплуатацию от фактически достигнутого уровня $l_{\text{л. фак}}$ и $F_{\text{о.з. фак}}$ на действующих шахтах. Так, нагрузка на очистной забой по шахтам, проектируемым в 1960 г., в среднем составила 82 тыс. м² (390 т/сут), длина лавы 153 м, что значительно выше уровня этих параметров на действующих шахтах в этом году. Однако на действующих шахтах с аналогичной мощностью (более 0,9 млн. т/год) в 1970 г., когда реализуются проекты, эти параметры выросли соответственно до 120 тыс. м² (625 т/сут) и 185 м.

Не подлежит сомнению тот факт, что несмотря на имеющее место ориентирование проектных решений (в части уровня основных параметров) на передовые угольные шахты в целом наблюдается отставание проектных параметров от их значений на действующих. Таким образом, даже на момент освоения проектной мощности уровень количественных параметров новых шахт в среднем уже не является прогрессивным.

Указанные параметры в решающей степени предопределяют выбор основных схемных решений по технологии, а также параметры стационарных технологических узлов шахты, машин и установок. Поэтому моральное старение уровня основных количественных параметров шахты влечет за собой необходимость пересмотра многих решений, переоборудования и реконструкции технологических узлов, тем более, что соответствующие этим узлам средства механизации имеют не меньшие темпы совершенствования.

Очевидно, в проектах шахт должны закладываться прогрессивные качественные параметры и значения количественных параметров, не уступающие таковым на действующих шахтах по крайней мере на момент сдачи проектируемой шахты в эксплуатацию.

Для этого проектирование шахт требует поэтапного подхода с прогнозированием тенденций изменения на шахте качественных и количественных параметров.

III.2. ПОЭТАПНЫЙ ПОДХОД В ПРОЕКТИРОВАНИИ УГОЛЬНЫХ ШАХТ И ОБНОВЛЕНИЕ ШАХТНОГО ФОНДА УГОЛЬНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ СССР

Практика проектирования шахт, как правило, базируется на статических представлениях о параметрах шахты в течение всего срока службы. Однозначно в проекте устанавливается производственная мощность шахты, принимаются решения по вскрытию и подготовке шахтного поля, обосновываются схема вентиляции и транспорта, система разработки, принимаются средства подъема и транспорта, параметры сооружений на поверхности. При этом исходят из постоянства производительности машин и установок, нагрузки на очистные забои, скорости проведения горных выработок. Обоснование параметров очистного забоя (длина лавы, подвигание), выемочного участка, элементов схемы подготовки (высота этажа, горизонта, размеры панелей) и т. д. заканчивается принятием некоторых значений, неизменных на время отработки запасов шахт-

ного поля. В период эксплуатации шахты это приводит к противоречию между возрастающими возможностями одних элементов технологической схемы и неизменными (фиксированными) возможностями других. Проявляются эти противоречия в разные моменты развития шахты, наступление которых в определяющей степени связано с техническим прогрессом на тех или иных производственных процессах, с его неравномерностью. Появляются так называемые «узкие места» в технологии добычи угля на шахте. «Узкие места» могут проявиться вследствие статичности параметров многих технологических узлов и звеньев шахты (производительность подъема, вентиляторов, пропускная способность околоствольного двора, технологического комплекса на поверхности, длина выемочных участков, величина запасов горизонта и др.).

Вероятность проявления противоречий между возможностями различных технологических узлов на шахте вследствие статичности их параметров тем выше, чем на более длительный период эксплуатации они предусматриваются. Между тем наряду со значительной производственной сложностью, масштабами и хозяйственной ролью угольную шахту отличает весьма длительный срок службы. Большая часть шахт существует, включая проектирование и строительство, более 30—80 лет.

В наибольшей степени статичностью отличаются параметры схемы вскрытия и подготовки, технологического комплекса на поверхности, подъема, схемы вентиляции и общешахтного транспорта.

Так, при некоторых схемах вскрытия вертикальными стволами предполагается полностью отрабатывать запасы шахтного поля при выдаче угля по главному стволу, оборудованному одной и той же подъемной установкой, используя одну и ту же схему вентиляции, один и тот же технологический комплекс на поверхности и т. д. Производительность подъема без замены подъемной машины и переоборудования стволов может измениться незначительно, следовательно, длительный период времени мощность шахты может ограничиваться пропускной способностью подъема. Так же незначительно может изменяться производительность системы проветривания шахты, однако потребность в воздухе на шахте, как правило, растет быстрее увеличения производительности шахты (из-за увеличения газообильности, депрессии и т. д.). В результате, как показывают данные действующих шахт пологого падения Донбасса и Кузбасса, проблема совершенствования вентиляции по существу не снимается совсем. Временное совершенствование схемы вентиляции и ее параметров создает временные возможности роста интенсивности отработки шахтного поля, которые, как правило, очень быстро реализуются, и шахта снова оказывается перед порогом «воздушного дефицита». Следовательно, динамика потребности в воздухе на шахтах находится в постоянном противоречии со статикой параметров вентиляционной системы (производительность, депрессия). Под системой вентиляции, естественно, понимаются не только вентиляторы, но и сеть горных выработок, совокупность регулирующих устройств.

В такое же противоречие приходят значения количественных параметров: производственной мощности, нагрузки на очистной забой, длины лавы, размеров горизонта, панелей и др., принимаемых в проектах постоянными на длительные сроки, с их непрерывной возможностью роста.

Корректировка параметров еще до пуска шахты в эксплуатацию, а также периодические реконструкции шахт частично являются отражением указанной противоречивости, отражением изменения этих параметров на действующих шахтах.

Статический подход в проектировании основных параметров шахты на весь срок ее эксплуатации приводит к статическим представлениям о конструктивных и количественных параметрах важных долгосрочных технологических узлов шахты, элементов схемы (сечение общешахтных транспортных и вентиляционных выработок, вид транспорта, тип околоствольных дворов, схема технологического комплекса на поверхности и его пропускная способность и т. д.). Изучение материалов календарного развития шахт пологого падения в Кузбассе и Донбассе показывает, что многие магистральные выработки шахт, срок службы которых превышает 5—10 лет, подвергаются неоднократно расширению в 1,5—2 раза по сравнению с начальными проектными сечениями, стационарные средства транспорта заменяются, причем с изменением параметров горных выработок или проведением новых.

При проектировании шахт нельзя не учитывать объективного характера указанных явлений. В частности, отказ от проектирования основных параметров шахт как неизменных в период ее эксплуатации в значительной степени сократит вероятность появления сдерживающих звеньев в технологической схеме. Нужно стремиться при проектировании к образованию такого механизма развития шахты, при котором основные параметры поддерживаются в границах производственных и экономических пропорций, изменяющихся во времени.

Особенностью такого развития шахты является непрерывно-дискретный характер изменения проектных параметров шахты. Сама природа основных качественных и количественных параметров шахты объясняет эту особенность. Понятно, не могут непрерывно изменяться схема транспорта, схема вентиляции, технологический комплекс на поверхности и т. д. Смена этих качественных параметров происходит, во-первых, не часто, во-вторых, дискретно. Даже переход со сплошной системы на столбовую занимает время 2—3 года и более.

Количественные параметры технологии разработки, очистных забоев, шахты в целом могут изменяться непрерывно: растут нагрузка на очистной забой, длина лавы, размеры выемочных столбов, панелей, увеличивается мощность шахты и т. д. Рост этот имеет пределы, устанавливаемые проектом. Мощность шахты возрастает на величину, допустимую коэффициентами резерва пропускной способности околоствольного двора, подъема, технологического комплекса на поверхности и др. Нагрузка на очистной забой мо-

жет возрасти на величину, допускаемую участковыми транспортными средствами, вентиляцией (а значит, сечением транспортных и вентиляционных выработок) и др. Часто рост количественных параметров шахт ограничивается качественными параметрами (схемой подготовки, вентиляции, транспорта и пр.).

Таким образом, и количественные параметры шахты с позиции длительного времени могут существенно изменяться лишь дискретно, поэтапно.

Определение интервала времени, в пределах которого как качественные, так и количественные параметры шахты могут оставаться неизменными, экономически эффективными, является важным исходным моментом поэтапного проектирования. Данный интервал может быть принят за длительность этапа проектирования $T_{э.п.}$. Несомненно, что факторами, определяющими величину этапа проектирования, следует считать длительность эффективной эксплуатации основных проектных решений на действующих шахтах (динамика изменения параметров шахты), с одной стороны, и время, на которое можно распространить имеющуюся проектную информацию, т. е. глубину прогнозирования будущего развития шахты, $T_{пг}$ — с другой.

Длительность этапа проектирования должна приближаться к возможной обоснованной глубине прогнозирования исходной информации, основных проектных решений шахты и не превосходить ее ($\overline{T}_{э.п.} \leq \overline{T}_{пг}$). В противном случае проектные решения не будут отличаться надежностью.

Определение величины периода (глубины) прогнозирования и этапа проектирования производится в условиях двух противоборствующих тенденций. С одной стороны, имеется тенденция увеличения этих категорий: $T_{э.п.}$ и $T_{пг}$. Закономерно стремление заглянуть вперед и насколько возможно дальше. Предопределить ход развития системы, обстановки, в которой она будет находиться, и «подготовить» систему к предполагаемым изменениям — все это неотъемлемые стороны социалистического планового хозяйства. Вместе с тем закономерна тенденция на уменьшение этих категорий в целях повышения точности и надежности прогнозируемых явлений и величин. Дело в том, что при увеличении глубины прогноза и этапа проектирования (до 10, 15, 20, 25, 30 лет) степень достоверности любых представлений о будущем, в том числе и о технологии шахты в будущем, снижается.

В большинстве своем специалисты по прогнозированию принимают глубину прогнозирования технологических данных, считая от разработки проекта до «завершения» периода эффективной эксплуатации, использования прогнозируемого явления, параметра, элемента, в пределах 15—20 лет. Частные закономерности, параметры и элементы технологии, отличающиеся сравнительно небольшим «долгожитием», прогнозируются на 5—10 лет.

В последнее время в Московском горном институте (д-р. техн. наук А. С. Малкин, канд. техн. наук В. Д. Грунь, канд. техн. наук В. И. Титовский) и в ДонУГИ (д-р. техн. наук А. Э. Штединг)

были проведены исследования по изучению физического и морального «долгожития» основных элементов технологических схем шахт (проектных решений) и «века» технических средств. Эти исследования базировались на данных работы отечественных шахт в течение длительного времени, включая периоды неоднократных реконструкций. По одним шахтам материалы анализировались за весь срок службы (30—50 лет), по другим — за меньший период. Из этих данных фактическая продолжительность эффективной эксплуатации реализуемых в соответствии с проектными решениями мероприятий $T_{э.э}$, т. е. «долгожитие» элементов технологической схемы, определяется по формуле

$$T_{э.э} = T_{в} - T_{н.э},$$

где $T_{в}$ — время выбытия из эксплуатации конкретного технологического звена, технического средства, технологической схемы на данной шахте, год; $T_{н.э}$ — время принятия проектного решения, предусматривающего реализацию при строительстве, реконструкции или текущем развитии шахты, а также эксплуатацию соответствующего варианта технологической схемы и ее элементов, точнее время начала практической эксплуатации соответствующего проектного решения на данной шахте, год.

Затем вычисляются средние показатели «долгожития» принимаемых и реализуемых проектных решений, мероприятий, элементов технологических схем, технических средств механизации и т. д.

$$T_{д.э.э} = \frac{\sum_{i=1}^{i=n} T_{э.э. i}}{n}.$$

Как показали расчеты, «долгожитие» основных элементов технологической схемы — вскрытия, подготовки, вентиляции (вентиляторная установка, генеральная схема горных выработок), технологического комплекса на поверхности, схемы транспорта (общая компоновка транспортных магистралей шахты) и др. — составляет в среднем на шахтах, разрабатывающих:

пологие пласты, $T_{д.осн} = 15 \div 25$ лет;

крутые пласты [49]:

$T_{д.осн} = 10 \div 20$ лет.

Таким образом, можно считать, что при конкретном проектировании правильно будет рассчитывать на «долгожитие» принимаемых решений по основным элементам технологических схем шахт $T_{д.осн} = 15 \div 20$ лет. Показательно, что большой отечественный и зарубежный опыт реконструкции шахт, являющейся наиболее полной формой обновления проектных решений на действующих шахтах, подтверждает величину «долгожития» проектных решений по основным элементам технологической схемы шахт.

Нужно учесть еще один важный момент в обосновании величины этапа проектирования. Проектирование шахты связано с оптимизацией и экономической оценкой альтернативных решений на

базе разработанных стоимостных параметров на горные и строительные работы, ведение производственных процессов, обеспечение их энергией, материалами, оборудованием. Практика показывает, что точность и надежность разрабатываемых стоимостных параметров также выдерживает период времени не более 10—15 лет, после чего они должны быть скорректированы или разработаны вновь. На рис. IV.3 (см. гл. IV) приведены графики изменения стоимости 1 м³ проведения выработок, 1 м³ возведения зданий и сооружений на поверхности и др. за период с 1953 до 1980 г. по материалам проектов шахт. Эти графики показывают, что за пределы 10—15 лет стоимостные параметры на горно-строительные работы изменяются настолько (30—80 %), что точность оптимизации оказывается неприемлемой.

С учетом обоснованной глубины прогнозирования $T_{\text{пр}}$, фактического «долгожития» базовых элементов технологии шахты $T_{\text{д. осн}}$, надежности стационарных значений стоимостных параметров и удобной величины периода оптимизации с точки зрения приведения элементов модели во времени $T_{\text{опт}}$ принимается окончательная длительность этапа проектирования:

$$10 \text{ лет} \leq T_{\text{э.п}} = f(T_{\text{п.г.}}; T_{\text{д. осн}}; T_{\text{опт}}) \leq 20 \text{ лет.}$$

Установленная длительность этапа проектирования касается большинства проектных решений строящейся или реконструируемой шахты. Вместе с тем в проекте приходится принимать решения, «долгожитие» которых должно быть заведомо большим (установление границ шахтного поля, выбор местоположения шахтной поверхности, транспортных коммуникаций на поверхности). Для проектирования предприятия в конкретных горно-геологических условиях временная определенность этапа должна получить определенность пространственную и организационную. Под этим подразумеваются запасы полезного ископаемого, разрабатываемые в пределах этапа, число пластов и их пространственные характеристики, геометрия раскройки шахтного поля, порядок его разработки и пр.

Естественно, что в противном случае невозможно начинать проектирование шахты. Каждому этапу в развитии шахты должна соответствовать некоторая часть шахтного поля, ограниченная естественными или условными границами: группы пластов, отдельные пласты, горизонты, блоки, панели, этажи.

Таким образом, под этапом проектирования следует понимать период времени, в течение которого вырабатывается определенная, достаточно большая часть шахтного поля, имеющая пространственные естественные или условные границы: группы пластов, пласт, блок, крыло, горизонто-пласт, панели, этажи.

Для разработки перспективного плана развития горных работ, в результате которого выделяются запасы, отрабатываемые за этап, естественно, необходимо знать основные параметры шахты: мощность шахты, длину лавы, схему вскрытия и подготовки и др.

Таким образом, предварительно первый этап в развитии шахты представляется частью шахтного поля с объемом промышленных запасов $Z_{\text{пр. э. п}} = A_{\text{ш. г. прогр}} T_{\text{э. п.}}$.

Установление объема промышленных запасов, отрабатываемых на первом этапе развития шахты, позволяет наметить к разработке угольные пласты, характеризующиеся условиями залегания. С большей условностью, нежели для первого этапа, подобным образом можно определить часть шахтного поля для второго и третьего этапов. Вместе с тем отнесение к тому или иному этапу конкретных угольных пластов дает возможность наметить основные проектные решения, определяющие технологическую схему шахты.

Предпочтение должно отдаваться таким геометрическим формам технологических схем шахт, таким конструктивным решениям, которые в наибольшей степени обладают динамической управляемостью с наименьшими затратами средств и времени. Насколько отдельные элементы технологической схемы шахты, принятые на первом этапе ее эксплуатации, окажутся пригодными, эффективными в составе технологической схемы на втором этапе (и на последующих), настолько целесообразны они будут по сравнению с другими решениями.

Необходимость учета будущего рационального использования некоторых базовых общешахтных элементов технологической схемы должны рассматриваться не только в номенклатурном (та или иная горная выработка) отношении, но и в отношении количественного уровня параметров и характеристик элементов технологической схемы. То есть с учетом взгляда вперед выбираются не только те или иные конструктивные, схемные решения по элементам технологической схемы (качественные параметры), но и количественные параметры и характеристики этих элементов (вертикальная схема вскрытия — производительность подъема, панельная схема подготовки — производительность конвейерной линии на коренном штреке и т. д.). В связи с многовариантностью проектных решений по каждому производственному процессу пространственная определенность этапа в развитии шахты представляется многовариантной. Действительно, одно и то же месторождение, представленное, например, пятью пологими угольными пластами, можно разрабатывать по различным технологическим схемам шахты с разной производительностью и пр. Например:

вертикальная схема вскрытия, панельная подготовка (две панели в шахтном поле), конвейерный транспорт, скиповый подъем и т. д. — для шахты производственной мощностью 1 млн. т/год;

вскрытие наклонными стволами, панельная подготовка (четыре панели в шахтном поле), конвейерный транспорт до поверхности и т. д. — для шахты производственной мощностью 1,5 млн. т/год;

вскрытие наклонными (транспортные) и вертикальным (вспомогательный) стволами, подготовка и отработка столбами по падению, конвейерный транспорт до поверхности и др. — для шахты производственной мощностью 2 млн. т/год и т. д.

Естественно, что всем этим вариантам шахты свойственны свои пространственные параметры этапа. Например, первый вариант предполагает этап развития шахты на запасах $Z_{\text{пр.э.п}} = A_{\text{ш.г}} T_{\text{э.п}} = 1 \cdot 15 = 15$ млн. т, что соответствует одному пласту, двум панелям, предусматривает некоторую сеть горных выработок, средств механизации и т. д. Третий вариант предполагает отработку запасов $Z_{\text{пр.э.п}} = A_{\text{ш.г}} T_{\text{э.п}} = 2 \cdot 15 = 30$ млн. т. Это означает, что этап в развитии шахты предусматривает отработку двух пластов некоторым числом столбов. При этом сеть горных выработок, средств механизации, схемы вентиляции, транспорта, компоновка поверхности и т. д. будут иными. Какой из этих и других возможных вариантов шахты (а следовательно, и характеристика этапа в развитии шахты) окажется рациональным — этот вопрос решается на стадии комплексной оптимизации параметров шахт.

Представление об этапе в развитии шахты как о некоторой последовательности чередования характерных состояний горных работ и технологии в целом устанавливается в процессе назначения и оптимизации проектных решений по всем элементам шахты в процессе выполнения технического проекта.

Учитывая сказанное, задача поэтапного проектирования представляется следующим образом.

Весь срок существования шахты $T_{\text{ш}}$, включая проектирование, строительство и эксплуатацию, разбивается на этапы длительностью $T_{\text{э.п}}$. При этом в первый этап войдут время проектирования $T_{\text{пр}}$, время строительства шахты $T_{\text{стр}}$ и некоторое время эксплуатации $T_{\text{э.ш}}$, т. е.:

$$T_{\text{э.п1}} = T_{\text{пр}} + T_{\text{стр}} + T_{\text{э.ш}} \quad (\text{III.2})$$

Исходя из геологических данных месторождения, осуществляется проектирование шахты с параметрами и технологическими решениями, прогрессивными в течение промежутка времени $T_{\text{э.п}}$, т. е. равного длительности одного этапа. В соответствии с длительностью этапов развития шахты и установленных параметров шахты (в том числе производственная мощность) шахтное поле условно делится на участки, характеризующиеся запасами, пластами и конкретными горно-геологическими условиями. Параметры отдельных общешахтных технологических звеньев (центральные стволы, схема вентиляции), срок службы которых явно превышает длительность одного этапа развития шахты, проектируются с учетом более длительных прогнозов. Достоверность этих данных, а вместе с тем и надежность устанавливаемых параметров несколько снижаются. Поэтому количественный уровень параметров этих общешахтных звеньев не должен быть ниже прогрессивного уровня на длительность одного этапа.

Наличие общешахтных технологических звеньев, обслуживающих участки шахтного поля, отрабатываемые за больший промежуток времени, нежели один этап (а иногда обслуживающих отработку шахтного поля), делает выбор проектных решений на от-

дельных этапах связной задачей. Обоснование параметров этих звеньев требует учета «интересов» развития шахты на последующих этапах. Необходимо учитывать также неодинаковый темп изменения прогрессивного уровня параметров отдельных компонент технологии добычи. Если одни проектные решения по завершении одного этапа развития шахты явно устареют, то другие останутся прогрессивными, и использование их на последующем этапе, несомненно, окажется полезным. Проектирование параметров шахты на следующем этапе выливается в задачу оптимального согласования решений и имеющихся фондов законченного этапа с прогрессивными тенденциями в развитии техники и технологии в будущем. Это согласование и проектирование с обновлением производится до тех пор, пока не будут отработаны все запасы шахтного поля. Создаются условия для динамической оптимизации параметров шахты как единого процесса предельного улучшения результирующих показателей шахты в период проектирования, строительства и эксплуатации. Анализ на данном этапе работы подъема, системы транспорта, вентиляции, технологического комплекса на поверхности и других основных звеньев шахты позволяют наметить меры и решения, обеспечивающие требования развития шахты на последующем этапе.

Таким образом, метод поэтапного проектирования предусматривает конструирование технологии угольной шахты как развивающейся системы с оптимальным управлением в течение всего срока службы. Идея создания данного метода проектирования заключается в возможности выбора наилучших сочетаний основных технологических параметров угольной шахты, которые характеризовали бы поведение системы в будущем, а более конкретно в течение некоторых научно обоснованных этапов жизни угольного предприятия в условиях влияния постоянного изменения природных, технологических и экономических факторов. Следовательно, особенностью поэтапного проектирования является прежде всего то, что при этом: установленные параметры шахты не считаются обязательными на весь срок существования предприятия; обоснование параметров производится в единстве технологических задач каждого отдельного этапа и развития шахты в целом за весь срок службы; обоснование и обновление параметров шахты на каждом этапе производится на базе прогрессивных (с точки зрения данного этапа) тенденций развития техники, технологии и организации производства на шахтах, народнохозяйственных потребностей и т. д.

Поэтапный подход к проектированию и развитию каждой шахты существенно меняет практику обновления шахтного фонда страны. Так же как и отдельная шахта, в течение времени не остается неизменным и шахтный фонд СССР. Наблюдаются изменения качественные и количественные, происходят географические сдвиги в размещении отдельных предприятий, вовлекаются в эксплуатацию новые, часто худшие в горно-геологическом отношении месторождения и части шахтных полей.

На будущее намечается программа широкого и глубокого обновления шахтного фонда прежде всего в форме реконструкции шахт. Так, в течение ближайших 15—20 лет из 582 действующих в настоящее время (1981 г.) шахт с суммарной мощностью 542 млн. т/год около 200 шахт будут или закрыты из-за отработки запасов, или объединены с другими. Современное состояние шахтного фонда свидетельствует о том, что в Донецком бассейне необходимо подвергнуть реконструкции более 56 шахт; в Подмосковном — 8; в Печорском — 3; в Кузнецком — 22; в Карагандинском — 6 шахт и. т. д.

Более 75 % прироста мощностей за счет реконструкции планируется получить в Донбассе и Кузбассе. С различной глубиной реконструктивных мероприятий практически все действующие шахты Кузбасса в будущем будут реконструированы минимум один-два раза. Из этого следует, что основной путь развития шахтного фонда страны — это путь периодического для отдельной шахты и непрерывного для шахтного фонда в целом обновления путем проведения капитальных мероприятий и работ.

Нужно подчеркнуть, что как новое строительство шахт, так и реконструкция подчинены общей цели — рационального размещения угледобывающих мощностей. Шахтный фонд должен претерпеть первоочередные и более глубокие изменения в основных угольных бассейнах и особенно на Востоке страны.

Какие же изменения происходят с шахтным фондом с точки зрения отдельной шахты? Каждая вновь вводимая шахта является объектом практического применения прогрессивных технологических решений и техники, организационных форм ведения процессов и, естественно, вносит заметную долю в общий производственно-технический уровень шахтного фонда. Так, введенная в эксплуатацию в 1976 г. шахта «Распадская» производственного объединения «Южкузбассуголь» подтверждает собой реальность запроектированной высокой концентрации горных работ, способов вскрытия с наклонными стволами, блочной структуры шахтного поля и секционной схемы вентиляции, широкого применения механизированных очистных комплексов и конвейерного транспорта и т. д.

Существенное влияние на шахтный фонд страны оказывают производимые капитальные работы на действующих шахтах по поддержанию уровня мощности шахт, модернизации и реконструкции.

Наиболее заметные коренные перемены на шахтах происходят в связи с реконструкцией. При капитальной реконструкции коренному переустройству подвергаются элементы всей технологической цепочки шахты с увеличением пропускной способности транспортной схемы, схемы вентиляции, подъема, повышения мощности системы энергоснабжения, производительности очистных забоев и пр. Почти всякий раз вопросами реконструкции являются увеличение мощности шахты и совершенствование технологического комплекса на поверхности, трудоемкость обслуживания которого на действующих шахтах еще высока.

Все это изменяет в лучшую сторону техническую и технологическую характеристику каждой шахты в отдельности и шахтного фонда страны в целом.

III.3. КОМПЛЕКСНЫЙ ПОДХОД К ОБОСНОВАНИЮ ПАРАМЕТРОВ ШАХТ

Характерной особенностью технологии шахты является органическая взаимосвязь производственных процессов и горных работ (рис. III.13), всех элементов технологической схемы.

Качественные и количественные параметры шахты отражают эти технологические связи. Нетрудно установить взаимообуслов-

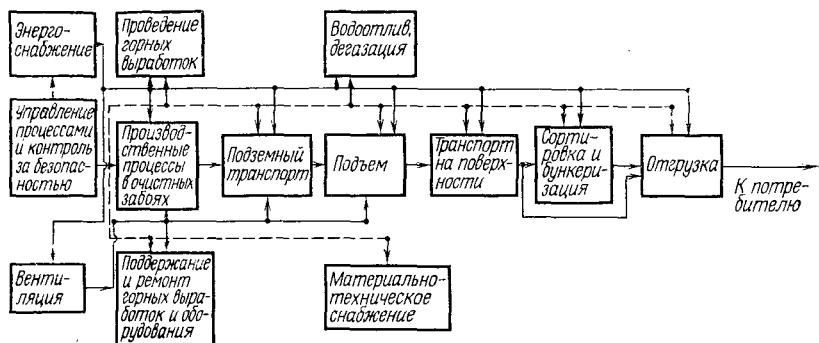


Рис. III.13. Блок-схема технологической связи производственных процессов шахты (пунктирные линии обозначают дискретные связи, сплошные — непрерывные)

ленность схемы вскрытия шахтного поля и схемы вентиляции, схемы подготовки и схемы транспорта, системы разработки и способов охраны и поддержания горных выработок, способов вскрытия шахтного поля и видов подъема и т. д. Столь же очевидны взаимосвязи количественных параметров: мощности шахты с числом очистных забоев и нагрузкой на один забой, скорости проведения горных выработок со скоростью подвигания очистных забоев, сечений горных выработок с нагрузкой на очистной забой, количества воздуха, подаваемого в шахту (параметры вентиляторных установок), с производительностью шахты, размеров выемочных участков с производительностью и надежностью технических средств и т. д. Разумеется, что качественные параметры шахты призваны обеспечить те или иные количественные параметры, которые, в свою очередь, требуют соответствующих конструктивных и пространственных свойств параметров качественных. Из этого следует, что изменение или замена варианта любого качественного или количественного параметра в той или иной мере скажутся на непосредственно взаимосвязанных с ним других параметрах технологии шахты. Это влияние одного параметра на другой может распространиться на большую часть параметров шахты и охватить основные элементы технологии.

Экономические показатели шахты, зависящие прямо или опосредованно в большей или меньшей мере от всех качественных и количественных параметров, являются одновременно средством оценки выгодности производимых перемен параметров шахты.

Возьмем, например, случай внедрения механизированного очистного комплекса в условиях сплошной системы разработки. Обладая высокой производительностью, очистной комплекс обеспечит большую скорость подвигания очистного забоя. Возникает необходимость обеспечить большое опережение подготовительных выработок и в лучшем случае переход к столбовой системе разработки. Это приводит к необходимости увеличения скорости проведения подготовительных горных выработок. Изменяются условия и затраты на поддержание подготовительных горных выработок. С точки зрения эффективности использования дорогостоящего комплекса необходимо будет увеличить обрабатываемые им запасы, т. е. увеличить до 1000—1500 м и более размеры выемочных столбов и, возможно, длину лавы. Одновременно рост нагрузки на очистной забой требует увеличения пропускной способности транспортных и вентиляционных горных выработок, что возможно путем замены транспортных средств и увеличения сечений горных выработок. Потребуется увеличить количество воздуха, подаваемого в очистные и подготовительные забои, т. е. увеличить сечения общешахтных вентиляционных выработок и, возможно, модернизировать или заменить вентиляторную установку.

Подобную взаимосвязь качественных и количественных параметров шахты, ее технологических звеньев и схемных решений можно представить не только в техническом и технологическом плане, но и в экономическом. Экономические преимущества одного решения одновременно могут привести не только к преимуществам, но и к недостаткам по другим решениям. При этом технологические или экономические преимущества и недостатки проявляются в неодинаковое время. В связи с этим их оценка для какого-либо меняющегося параметра вне связи с другими параметрами оказывается не объективной, не точной.

Исходя из взаимообусловленности проектных решений, проектирование шахты рассматривается как единый процесс выполнения всех разделов и задач проекта, базирующийся на комплексном методе одновременного учета взаимных условий применения и требований отдельных параметров друг к другу.

Современное проектирование использует для обоснования параметров шахт метод комплексной оптимизации принимаемых решений на базе экономико-математических моделей шахты в целом и применения ЭВМ. Применение метода «комплексной оптимизации» проектных решений делает возможным совместную оптимизацию параметров угольной шахты (мощность, срок службы, размеры шахтного поля), схем вскрытия, способов подготовки, систем разработки, схем проветривания и транспорта с одновременным определением рациональных сечений сети горных выработок, средств механизации и пр. Одновременное исследование влияния

любого из проектных решений, уровня и значения любого параметра шахты и отдельных элементов технологической схемы на обобщающий показатель эффективности дает основание для нахождения и выбора наиболее экономичных и технически целесообразных. Вместе с тем комплексная оптимизация параметров шахты превращается в сложную и в логическом и в математическом смысле задачу, особенно если исходить из представления о шахте как объекте развивающемся.

В связи с тем, что поэтапное проектирование предполагает координацию проектных решений на всех этапах развития шахты, прежде всего должен быть определен оптимальный путь (траектория) развития шахты на первом и на последующих этапах.

Очевидно, при разных параметрах шахты и элементов технологических схем шахты формы согласования решений на соседних этапах не будут одинаковыми. Оптимизация этапов и определение оптимального пути развития шахты при всех возможных количественных и качественных параметрах нереальны из-за огромного масштаба модели, недостаточной точности исходной информации на отдаленных этапах и т. д. Можно определить наилучший порядок развития шахты, эволюцию ее качественных параметров при определенных оптимальных количественных параметрах. Однако само определение оптимальных количественных параметров шахты и элементов технологических схем возможно лишь после определения качественных параметров и, в частности, оптимального пути развития шахты.

Логическая последовательность, позволяющая упростить и сделать реально приемлемой процедуру оптимизации при поэтапном проектировании, выливается в метод последовательной оптимизации. Необходимость применения этого метода во многом вызывается кроме логических вычислительными трудностями алгоритма оптимизации.

Как известно, развитие разработки можно представить как переход шахты из S_0 в S_n с помощью некоторых управлений

$$\begin{array}{ccccccc}
 & & \{U_1\} & & \{U_i\} & & \\
 \{X_{\text{пост}}\}; \{S_0\}; \{X_{\text{пер}}\} & \rightarrow & \{X_{\text{пост}}\}; \{S_1\}; \{X_{\text{пер}}\} & \rightarrow & \dots & & \\
 \{X_{\text{пост}}\} & & \{X_{\text{пер}}\} & & \{X_{\text{пост}}\} & & \\
 & & & & & & \\
 \dots \rightarrow \{S_i\} \rightarrow \dots & & \{U_{m-1}\} & & \{U_m\} & & \\
 \{X_{\text{пост}}\}; \{X_{\text{пер}}\}; \{X_{\text{пост}}\} & \rightarrow & \{X_{\text{пост}}\}; \{S_{m-1}\}; \{X_{\text{пер}}\} & \rightarrow & \dots & & \\
 & & \{X_{\text{пер}}\} & & \{X_{\text{пост}}\} & & \\
 \dots \rightarrow & & S_m & & & & \\
 & & \{X_{\text{пост}}\}; \{X_{\text{пер}}\}; \{X_{\text{пост}}\} & & & & \\
 & & \text{пер} & & & &
 \end{array} \quad (\text{III.3})$$

где $\{X_{\text{пост}}\}$ — множество параметров и характеристик шахты, которые не изменяются при переходах из одного состояния в другое; это постоянные параметры, в число которых могут войти и

принятые ранее управления (например, вертикальная схема вскрытия); $\{X_{\text{пер}}\}$ — множество параметров и характеристик (в том числе горно-геологических), переменных при переходах системы из одного состояния в другое; $\{X_{\text{пер}}^{\text{пост}}\}$ — множество параметров и характеристик переменных в одной части и постоянных в другой; S_0 — начальное состояние системы; $\{S_i\}$ — множество состояний, характерных для i -го этапа развития разработки месторождения; $\{S_m\}$ — конечное состояние шахты, принятое к рассмотрению; $\{U_i\}$ — совокупность (множество) возможных управлений, используемых при переводе системы из состояний $\{S_{i-1}\}$ в состояния $\{S_i\}$.

Задача состоит в том, чтобы с помощью оптимальных (*) управлений $U_1^*, \dots, U_i^*, \dots, U_m^*$, выделенных из множества имеющихся, найти последовательность оптимальных состояний шахты (системы), которые выделяются также из множества возможных. Иными словами, имеем соотношение

$$\begin{aligned} &U_1^* \quad U_i^* \quad U_{m-1}^* \quad U_m^* \\ S_0^* \rightarrow S_1^* \rightarrow \dots \rightarrow S_i^* \rightarrow \dots \rightarrow S_{m-1}^* \rightarrow S_m^*; \\ &S_i^* \in \{S_i\}; \quad U_i^* \in \{U_i\}. \end{aligned} \quad (\text{III.4})$$

Знак $\in$ обозначает: «является частью», «входит в множество».

Вероятно, что абсолютно оптимальная последовательность состояний с соответствующими оптимальными управлениями будет возможна лишь при некоторых значениях постоянных и переменных параметров, характеризующих состояние шахты и составляющих условия ее существования в этих состояниях. Эти некоторые значения параметров, которые мы назовем оптимальными, следует выделить из множества возможных, т. е.

$$\{X_{\text{пост}}^*\}; \{X_{\text{пер}}^*\}; \left\{X_{\text{пер}}^{\text{пост}}\right\} \in \{X_{\text{пост}}\}; \{X_{\text{пер}}\}; \left\{X_{\text{пер}}^{\text{пост}}\right\}. \quad (\text{III.5})$$

Однако сами параметры и характеристики состояний в значительной части зависят от порядка смены состояний горных работ шахты, от их чередования. Поэтому получается, что необходимо выделить оптимальную последовательность состояний (оптимальный путь развития шахты), являющуюся функцией оптимальных параметров, зависящих от оптимального пути развития шахты:

$$\begin{aligned} &S_0^* \rightarrow \dots \rightarrow S_i^* \rightarrow \dots \rightarrow S_m^* = f\left(\{X_{\text{пост}}^*\}, \{X_{\text{пер}}^*\}, \left\{X_{\text{пер}}^{\text{пост}}\right\}\right), \\ &S_i^* \in \{S_i\}; \{X_{\text{пост}}^*\} \in \{X_{\text{пост}}\}; \{X_{\text{пер}}^*\} \in \{X_{\text{пер}}\}; \left\{X_{\text{пер}}^{\text{пост}}\right\} \in \left\{X_{\text{пер}}^{\text{пост}}\right\}. \end{aligned} \quad (\text{III.6})$$

Но

$$\{X_{\text{пост}}^*\}, \{X_{\text{пер}}^*\}, \left\{X_{\text{пер}}^{\text{пост}}\right\} = f(S_0 \rightarrow \dots \rightarrow \{S_i\} \rightarrow \dots \rightarrow \{S_m\}). \quad (\text{III.7})$$

Кроме того, для перевода системы из одного оптимального состояния в другое необходимо применить оптимальное управление, значение и вид которого выделяются также из множества: $U_i^* \in \{U_i\}$.

В результате проблема оказывается чрезвычайно трудно разрешимой, так как перемножение сочетаний из множеств $\{X_{\text{пост}}\}$, $\{X_{\text{пер}}\}$, $\{X_{\text{пер}}^{\text{пост}}\}$ на множество $\{U_i\}$ дает огромное число вариантов состояний системы.

Разрешение этой проблемы может значительно упроститься, если ее расчленим на части.

1. При некоторых, наиболее вероятных рассчитанных значениях

$$\{X'_{\text{пост}}\}; \{X'_{\text{пер}}\}; \left\{X'_{\text{пост}}_{\text{пер}}\right\} \in \{X_{\text{пост}}\}; \{X_{\text{пер}}\}; \left\{X_{\text{пост}}_{\text{пер}}\right\},$$

в общем случае различных на каждом этапе, определяются наиболее экономичные, технически целесообразные технологические схемы, их пространственные и конструктивные параметры. Выделяются характерные состояния горных работ (порядок разработки) и основных фондов на каждом из этапов и особенно на конец одного и начало следующего этапа. На этой стадии значения количественных параметров шахты, соответствующие прогрессивному уровню, остаются постоянными по крайней мере в пределах длительности каждого этапа.

Поэтому объем вычислений пропорционален лишь многообразию качественно отличных комбинаций технологических схем и их подвариантов. Однако и на этой стадии число качественных комбинаций столь велико, что их моделирование, выбор целесообразных из них обычными методами перебора становится чрезвычайно трудоемким процессом. Так, при двух этапах в развитии шахты $n_{\text{эт}} = 2$, при шести основных элементах технологической схемы шахты $n_{\text{эл}} = 6$ (вскрытие, подготовка, технологический комплекс на поверхности, система разработки, схема транспорта, схема вентиляции), при среднем числе разновидностей элементов технологических схем $n_{\text{р.э}} = 4$ число качественно различных комбинаций технологических схем достигает: $N_{\text{комб}} = n_{\text{эт}} n_{\text{р.э}}^{n_{\text{эл}}} = 2 \cdot 4^6 = 8192$. Проанализировать такое число качественно отличных вариантов, экономически оценить их и сравнить практически невозможно. Дело в том, что подготовка необходимой информации для просчета любого качественно отличного варианта шахты сопряжена с кропотливой, во многом не поддающейся механизации работой.

Выделение целесообразных комбинаций, так называемых расчетных вариантов (см. гл. VIII.5), производится методами логического сопоставления и сравнений конкурирующих разновидностей по элементам технологической схемы, а также методами теории принятия решений. Эти методы позволяют сократить число расчетных вариантов технологических схем практически до десятков, что вполне приемлемо для машинного расчета и логического анализа.

2. На основании оценки технологических схем при постоянных количественных параметрах выделяются $n_{cx} = 3$ наиболее экономичных с расчетными вариантами $n_{p.v} = 10$. Эти схемы оптимизируются при переменных количественных параметрах $\{X_{\text{пост}}\}$; $\{X_{\text{пер}}\}$; $\{X_{\text{пер}}^{\text{пост}}\}$. Такое число качественно и количественно различных комбинаций (3—5 тысяч) без затруднений реализуется на машине, а наиболее экономичные из этого числа анализируются проектировщиками.

Таким образом, трудноразрешимая задача оптимизации модели поэтапного проектирования в целом становится решаемой при расчленении ее на две связанные последовательные части. Первая часть задачи выполняется с преимущественным применением логических методов обоснования, инженерным анализом большого числа конкурирующих комбинаций параметров, требует большого участия человека в подготовке исходных данных, в самих расчетах.

Вторая часть задачи характеризуется преимущественным использованием численных методов и требует использования достаточно мощной вычислительной машины, причем участие человека в расчетах незначительно.

Последовательный поиск и выбор качественных и количественных параметров не отменяют комплексного подхода к их обоснованию. Взаимосвязи между ними учитываются на обеих стадиях решения задачи в целом.

III.4. МНГОВАРИАНТНОСТЬ РЕШЕНИЙ ПРИ ПРОЕКТИРОВАНИИ СТРОИТЕЛЬСТВА И РЕКОНСТРУКЦИИ УГОЛЬНЫХ ШАХТ

Шахта как действующее горное предприятие представляет собой совокупность многих взаимосвязанных производственных процессов и операций, осуществляемых с помощью машин и механизмов по определенной технологической схеме. Общая схема сопряжения производственных процессов в едином непрерывном взаимодействии посредством горных выработок и средств механизации может определяться как технологическая схема шахты.

Другими словами, технологически увязанное и согласованное в пространстве и во времени расположение горных выработок и средств механизации производственных процессов, обеспечивающих эффективное ведение разработки угля, называется *технологической схемой шахты*. Основными элементами технологической схемы являются вскрывающие и подготовительные горные выработки, околоствольные дворы и подготавливающие выработки, насосные, трансформаторные и другие камеры, транспортные и вентиляционные выработки, машины, установки, механизмы (рис. III.14).

Очень много факторов технологического и пространственно-геологического порядка влияют на общую топологию (пространственное расположение) всех горных выработок шахты, на общую схему расстановки средств механизации и оборудования в шахте.

Но так или иначе, обобщенную картину расположения вскрывающих горных выработок и размещения главных транспортно-подъемных и вентиляционных средств обеспечивают способ и схема вскрытия. Способом и схемой подготовки предопределяются общая топология подготовительных горных выработок (основные или этажные штреки, бремсберги и уклоны, ходки и вентиляционные, шурфы и др.), а также расстановка средств транспорта в шахтном поле; размещение средств энергоснабжения и пр.

Системой разработки и порядком отработки выемочных полей, т. е. отдельных участков, запасов, устанавливается общая топо-

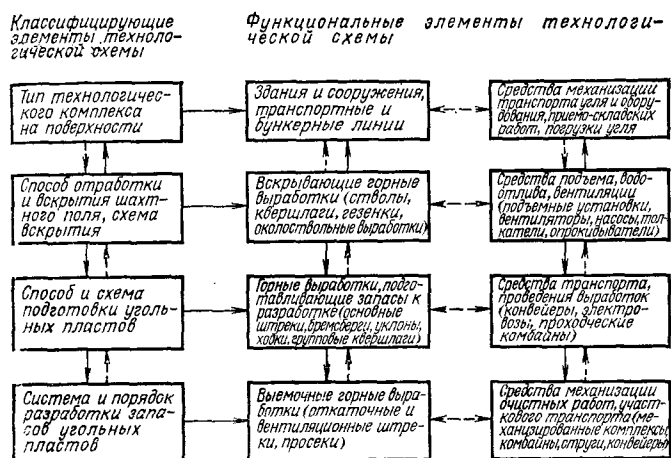


Рис. III.14. Блок-схема основных элементов технологической схемы шахты (пунктирные линии обозначают вспомогательные связи; сплошные — основные)

гия выемочных горных выработок (откаточные и вентиляционные штреки, просеки и др.), а также средства механизации очистных работ и участкового транспорта. Таким образом, основными формирующими решениями в конкретных горно-геологических условиях, которые обеспечивают своеобразие варианта технологической схемы, можно считать способ и схему вскрытия, способ и схему подготовки, систему разработки и схему вентиляции, а также вид средств механизации общешахтных производственных процессов. Горная наука и практика разработки, развитие горной техники в настоящее время дают достаточный простор в части применения тех или иных способов, схем вскрытия и подготовки, систем разработки и средств механизации производственных процессов. Поэтому в любых горно-геологических условиях всегда имеется возможность рассмотреть достаточно большое множество вариантов и подвариантов технологических схем разработки с тем, чтобы использовать наиболее прогрессивную и экономичную схему.

Технологическая схема разработки запасов шахты является обобщающим качественным параметром шахты, в огромной степени определяющим эффективность ее работы. В общем виде множество возможных вариантов технологической схемы формируется изменением отдельных ее элементов: способов и схем вскрытия, подготовки шахтного поля, транспорта, вентиляции, систем разработки, порядка отработки шахтного поля, выемочных участков и т. д. Любое проектное решение по любому из перечисленных элементов технологической схемы, ведущее к конструктивным и пространственным особенностям, к тому или иному расположению горных выработок, к применению тех или иных средств механизации, порядка ведения горных работ и т. д., представляет собой качественный параметр (характеристику) шахты.

Разработка вариантов технологических схем сводится, следовательно, к составлению качественно отличных комбинаций: «способ и схема вскрытия — способ и схема подготовки — системы разработки — схема вентиляции — схема транспорта и подъема — . . .», в сумме представляющих собой некоторое множество. Такое множество вариантов технологических «цепочек», качественно различающихся на каком-либо элементе, назовем множеством расчетных вариантов. Все множество расчетных вариантов технологических схем шахты удобно представить в форме блок-схем (рис. III.15), обеспечивающих наглядность. Кроме того, подобные блок-схемы упорядочивают множество конкурирующих вариантов, повышают объективность совместного и комплексного сравнения их.

На блок-схемах, не допуская излишней детализации, целесообразно показывать, какие предусматриваются варианты отработки шахтного поля по площади (с разделением или без деления на блоки) и по глубине (одногогоризонтная и многогоризонтная); какие варианты способа (наклонными, вертикальными стволами, комбинированный) и схемы (центральная, фланговая, отнесенная) вскрытия; какие варианты способа вскрытия угольных пластов (капитальным квершлагом, погоризонтными квершлагами, гезенками и др.); какие варианты схемы подготовки, системы и порядка разработки выемочных участков; какие варианты схем и средств транспорта и др.

Общее требование при конструировании вариантов технологических схем («цепочек»), а также при выборе наиболее экономичных, технологически целесообразных сводится к учету взаимосвязей между элементами технологической схемы. Преимущества и недостатки одного варианта решения на любом элементе технологической схемы по сравнению с другим вариантом рассматриваются как таковые лишь с точки зрения технологической схемы в целом. Например, преимущества одной схемы подготовки перед другой понимаются как преимущества при конкретной схеме вскрытия (при другой — они вообще не будут преимуществами!), системе разработки, порядке отработки шахтного поля, при конкретных средствах транспорта, способах проведения и охраны горных выработок и т. д. Этим самым обеспечиваются технологическая за-

конченность и сопоставимость вариантов технологической схемы в целом, а не вариантов различных решений в отдельности для того или иного элемента технологической схемы.

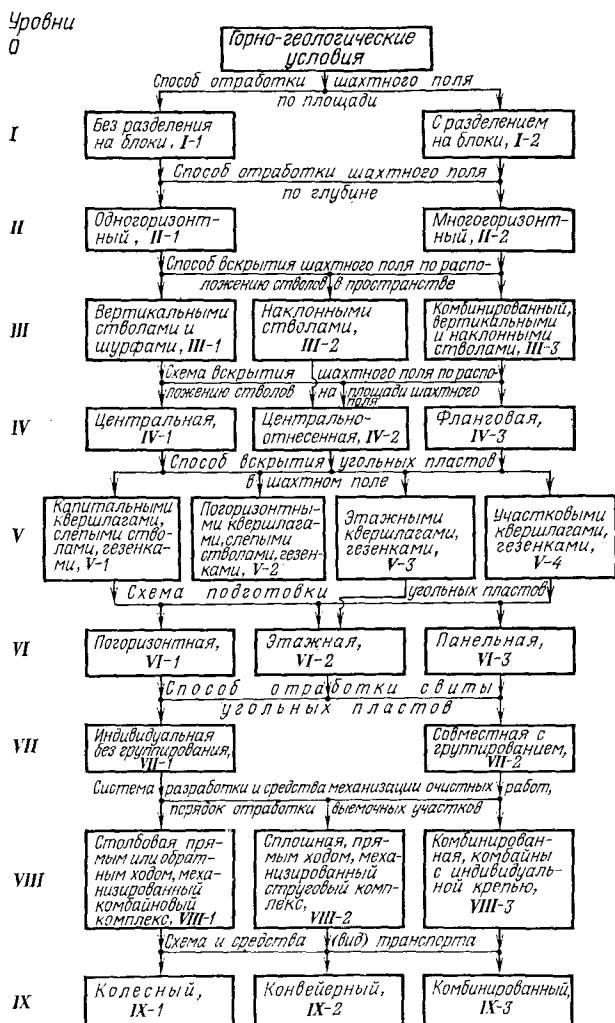


Рис. III.15. Блок-схема формирования расчетных вариантов технологической схемы шахты

Тот или иной набор элементов технологической схемы («уровни» блок-схемы), отличающихся неоднoвариантностью, зависит, конечно, от конкретных горно-геологических условий. При проектировании, например, нового строительства шахты в зависимости от размеров шахтного поля, газоносности угольных пластов, вели-

чины запасов, угленасыщенности месторождения или его части, а также глубины залегания принимают соответствующий способ деления и отработки по площади шахтного поля. Наиболее часто (а до 50-х годов во всех случаях) на практике шахтное поле разрабатывалось без деления на отдельные самостоятельные части. Шахтное поле вскрывалось единой схемой вскрытия, разработка предполагала единую систему вентиляции и транспорта, единый технологический комплекс на поверхности и т. д. В последнее время технические и экономические преимущества создания крупных шахт, базирующихся на больших запасах, располагаемых на значительной площади $(6-12) \times (4-6)$ км², привели к распространению способа деления шахтного поля на блоки. Блоки представляют значительные части шахтного поля, допускающие относительную самостоятельность в отработке запасов в связи с обособленной системой вентиляции, иногда энергоснабжения, водоотлива, подъема и спуска материалов и оборудования. Однако такая относительная самостоятельность, в частности и секционирование вентиляции, требует проведения дополнительного объема горных выработок: вентиляционных стволов, шурфов, увеличения числа вентиляционных установок и др. Поэтому применять блочный способ деления и отработки шахтного поля следует в тех случаях, когда это экономически обосновано, например при высокой интенсификации отработки, в условиях больших глубин, большой газоносности и вместе с тем угленасыщенности месторождения. Следовательно необходимо предложить и сравнить указанные варианты деления и отработки, шахтного поля по площади.

То же самое можно сказать относительно деления и отработки шахтного поля по глубине. Известны преимущества одnogоризонтной отработки шахтного поля: один околоствольный двор, одни водоотливные установки и устройства, электроподстанции, магистральные транспортные выработки, подъемные установки и т. д. Известны и недостатки: малая динамичность технологической схемы шахты, непрерывное снижение пропускной способности уклонов по мере перемещения горных работ, ухудшение условий проветривания и др. Очевидно, что роль этих и других недостатков возрастает с увеличением размеров шахтного поля и газоносности угольных пластов, с ростом мощности шахты.

Возникает необходимость рассматривать как конкурирующие варианты многогоризонтной отработки шахтного поля. Что касается способа и схемы вскрытия, подготовки, системы разработки, то случаи, когда можно ограничиться одним вариантом решений, чрезвычайно маловероятны. Кроме того, неоднoвариантность решений по одному элементу технологической схемы (уровню блоч-схемы), как правило, влечет за собой неоднoвариантность решений и на другом. Так, отработка шахтного поля блоками предполагает свой вариант вскрытия по сравнению с отработкой без деления на блоки. В свою очередь, способ вскрытия шахтного поля вертикальными стволами предполагает свои способы отработки шахтного поля по глубине, свои способы вскрытия угольных пластов по

сравнению с вскрытием наклонными стволами. Конструирование того или иного варианта схемы вскрытия (центральная, фланговая, отнесенная) намечает тот или иной вариант схемы вентиляции, транспорта, технологического комплекса на поверхности и т. д.

Конкретный вариант схемы подготовки фиксирует не только общую топологию подготовительных горных выработок, порядок отработки запасов каждого пласта, но и в значительной мере предопределяет вид и схему транспорта, схему проветривания горных работ, схему канализации энергии и др.

В общем случае множество расчетных вариантов $\bar{N}_{p.v}$ является функцией числа вариантов на каждом элементе технологической схемы:

$$\bar{N}_{p.v} = F(\bar{X}_0, \bar{X}_1, \bar{X}_2, \dots, \bar{X}_n). \quad (\text{III.8})$$

где $\bar{X}_0$ — множество независимых переменных, характеризующих горно-геологические условия угольных пластов или части месторождения; $\bar{X}_1$ — множество качественных решений по делению и отработке шахтного поля; $\bar{X}_2$ — множество качественных решений по вскрытию шахтного поля; $\bar{X}_n$ — множество качественных решений по n -му элементу технологической схемы или производственному процессу.

Все подварианты расчетных вариантов технологической схемы, которые отличаются друг от друга количественной размерностью отдельных параметров по всем или некоторым элементам (производственным процессам) технологической схемы, составляют множество машинных (рассчитываемых на ЭВМ) вариантов. Действительно, при одной и той же панельной схеме подготовки число панелей, например, может быть разное, длина лавы может быть неодинаковой при одной и той же столбовой системе разработки, а при одном и том же варианте технологической схемы в целом мощность шахты может быть очень различной и т. д.

Общее число машинных вариантов согласно определению пропорционально числу расчетных вариантов $N_{p.v}$, числу варьируемых (переменных) параметров m , диапазону и шагу их изменения:

$$N_{m.v} = \sum_{i=1}^{i=N_{p.v}} N_i \sum_{j=1}^{j=n} X_{ij} \sum_{\psi=1}^{\psi=m} \lambda_{ij\psi} \left(\frac{A_{ij\psi}}{a_{ij\psi}} + 1 \right), \quad (\text{III.9})$$

где N_i — i -й расчетный вариант технологической схемы; $N_{p.v}$ — число расчетных вариантов,

$$N_{p.v} = \prod_{i=1; j=1}^{i=\varphi; j=n} X_{ij}, \quad (\text{III.10})$$

здесь $\prod$ — знак логического произведения;

X_{ij} — j -й элемент технологической схемы;

n — число элементов технологической схемы;

ϕ — число конкурирующих решений на j -м элементе технологической схемы;

$\lambda_{ij\phi}$ — ϕ -й количественный параметр по j -му элементу технологической схемы у i -го расчетного варианта;

m — число переменных количественных параметров по j -му элементу технологической схемы у i -го расчетного варианта;

$A_{ij\phi}$ — диапазон изменения ϕ -го параметра у j -го расчетного варианта;

$a_{ij\phi}$ — шаг изменения ϕ -го параметра у i -го расчетного варианта.

Следует отметить, что проектирование строительства новой шахты проводится в условиях полной свободы выбора проектных решений на всех элементах технологической схемы. Конечно, эта свобода выбора существенно ограничивается конкретными горно-геологическими условиями месторождения, технико-экономическими требованиями к проектным решениям и т. д. И тем не менее реальная возможность конструировать огромное число вариантов технологических схем шахты изменением схем вскрытия, подготовки, систем разработки, схем транспорта, вентиляции и др., возможность варьирования многих количественных параметров шахты, ведения горных работ делают, таким образом, проект строительства шахты и ее развития на первом этапе весьма управляемой системой.

В некоторой степени на полную управляемость проекта и работы шахты на первом этапе накладываются ограничения, отражающие требования максимального соответствия решений по первому этапу условиям и формам развития шахты на последующих этапах. Однако ограничивающее влияние требований последующих этапов развития шахты на управляемость проекта и работы шахты на первом этапе, конечно, не идет ни в какое сравнение с обратным влиянием, т. е. влиянием решений проекта строительства на перечень и характер управлений будущего развития шахты. Дело в том, что уже в проекте строительства (определенно регламентирующего первый этап развития шахты) будут определены многие долговременные общешахтные решения: технологический комплекс на поверхности, элементы вскрытия и подготовки, количественные параметры шахты: размеры панелей, горизонтов, запасы, количество воздуха, подаваемого в шахту, и т. д. Поэтому часть проектных решений, заложенных в проекте строительства, будет однозначно определена для будущего развития шахты. Изменение этих решений обычно сопряжено со значительными затратами. Так, горные выработки, определяющие вскрытие и подготовку шахтного поля, составляют по проекту до 15—25 % общих затрат. Если учесть горные выработки (проведение и поддержание), связанные с системой разработки, то их удельный вес возрастет до 30—45 %. Затраты, связанные с сооружением и эксплуатацией технологического комплекса на поверхности, составляют 3—5 %, с системой транспорта — до 5—8 % сметной стоимости строительства шахты и т. д.

Часть проектных решений, заложенных в проекте строительства, получит проверку во время работы шахты на первом этапе

развития, в связи с чем в отношении их эффективности появится определенность. Дополнительная информация о горно-геологических условиях шахтного поля также снизит число вариаций применяемых решений.

Вместе с тем общее число возможных вариантов развития шахты, которые можно осуществить за срок службы шахты и, в частности, в период реконструкций, очень велико. Расчеты показывают [6, 10, 27], что, применяя 5—10 вариантов вскрытия шахтного поля, 3—5 вариантов схем и способов подготовки, 3—5 вариантов схем отработки выемочных участков, 3—4 схемы проветривания, 2—3 схемы транспорта, 2—3 варианта схемы подъема и технологического комплекса на поверхности и др., возможно получить разнообразие вариантов технологических схем шахты, определяемое числом 5—15 тысяч. Даже ограниченное число принимаемых к изменению количественных параметров (длина лавы, размеры панелей, горизонтов, нагрузка на очистной забой, мощность шахты, число очистных забоев в панели, на угольном пласте и др.) с диапазоном изменения $\Delta_i = L_{\max} - L_{\min}$ и при шаге изменения 0,2—0,3 от диапазона Δ_i приводит к такому числу машинных вариантов (300—500 тысяч и более), которое чрезвычайно трудно реализовать и проанализировать. Но выбор наиболее экономичного из них требует рассмотрения всех. Не сопоставляя их между собой в технико-экономическом плане, мы не сможем утверждать с надежностью, что рекомендуемый в проекте вариант лучший. Так, многовариантность решений проекта строительства и реконструкции (развития) шахты порождает проблему оптимального выбора, т. е. проблему оптимальности.

III.5. ПРОБЛЕМА ОПТИМАЛЬНОСТИ ВЫБОРА ПРОЕКТНЫХ РЕШЕНИЙ

В условиях многовариантности возможных проектных решений при разработке проектов строительства и реконструкции шахт очевидной становится проблема выявления их общей полезности, выгодности, экономичности. Несомненно, что среди рассматриваемых вариантов решений поставленной цели производства одни отвечают в большей мере, другие — в меньшей.

Эффективность технологической схемы и технологии ведения производственных процессов в полной мере предопределяет народнохозяйственную эффективность всего производства шахты. Разнородность осуществляемых в шахте производственных процессов и вместе с тем их органическая взаимообусловленность делают сложным само понятие эффективности технологической схемы, технологии. Целому комплексу общих и частных требований должны удовлетворять технологическая схема и технология шахты, отдельные процессы подземной разработки угля. Так, система проветривания горных выработок непосредственно влияет на ведение очистных работ, зачистую ограничивая интенсивность выемки угля, изменяя транспортную систему на участке, допуская или

отвергая какой-либо порядок выемки. Примерно то же можно сказать о проведении горных выработок, поддержании в рабочем состоянии капитальных и подготовительных выработок и др. В цепи производственных процессов, технически или организационно связанных между собой машин и механизмов (комбайн или струг, скребковый конвейер — в забое, скребковый или ленточный конвейер — в штреке, бремсберге и т. д.) не должно быть «узких мест» — машин и процессов в целом, которые бы сдерживали работу других машин, выполнение других процессов.

Наиболее общие требования, предъявляемые к технологической схеме шахты, к технологии:

1. Достаточная производительность (продуктивность) технологии. В свою очередь, это требование предлагает достаточную пропускную способность всех элементов технологической схемы: транспортных и вентиляционных горных выработок, средств механизации производственных процессов в шахте и на поверхности.

2. Безопасность технологии, технологической схемы. Чрезвычайная важность этого требования объясняется особой спецификой подземной разработки угля. Ведение горных работ сопряжено с опасным проявлением горного давления (обрушение кровли в очистных забоях, обрушение пород в подготовительных и капитальных выработках, разрушение крепи в горных выработках, горные удары при ведении очистных и горно-проходческих работ), с разрушительными последствиями возможных взрывов и внезапных выбросов газа и пыли, с вредным влиянием на здоровье подземных рабочих запыленной и загазованной рудничной атмосферы, повышенной влажности и температуры.

Частота проявления этих опасных явлений, характер проявления, интенсивность и сила влияния их на условия работы и нахождения в шахте людей в той или иной мере обуславливаются соответствующим вариантом технологии ведения горных работ, вариантом технологической схемы разработки.

3. Поточность технологии, способность технологической схемы обеспечить непрерывное выполнение основных производственных процессов по выемке, транспорту и подъему угля. В наибольшей степени поточность технологии обеспечивается производительной работой очистных забоев, бесступенчатым конвейерным транспортом от очистных забоев до поверхности. Это в большей степени возможно при столбовых системах разработки, одnogоризонтных способах отработки шахтного поля и преимущественного применения малонаклонных и горизонтальных транспортных горных выработок.

4. Концентрация разработки. Это требование сводится к такому состоянию разработки, когда достигается наибольшая нагрузка на блок, горизонт, угольный пласт, транспортную выработку, выемочный участок и очистной забой. Чем больше добычи выдается из одного очистного забоя, тем меньшее число их вовлекается в работу, тем меньшее число горных выработок нужно поддерживать в каждый момент времени, тем меньшее число выемочных и транспортных машин и установок необходимо обслуживать.

Концентрация разработки достигается как за счет интенсификации основных производственных процессов (очистные работы, проходческие работы, транспорт, проветривание и др.), так и за счет сосредотачивания максимального объема горных работ в пределах одного блока, горизонта, пласта, панели. В конкретных горно-геологических и горнотехнических условиях та или иная форма повышения концентрации разработки приводит к большему или меньшему производственному и экономическому эффекту.

5. Надежность технологии и технологической схемы шахты. Общая продолжительность безаварийной непрерывной работы шахты в течение каждых суток определяет производительность предприятия. Однако технологическая схема подземной разработки настолько сложна и многоэлементна, а природные условия настолько изменчивы, что остановка какого-либо основного процесса возможна. Устранение причин остановки и включение всей технологии в производительное функционирование занимают определенное время. Частота подобных аварийных ситуаций свидетельствует об уровне надежности технологической цепочки шахты. Причинами остановки производственных процессов могут быть неожиданные выделения газа и ухудшение условий проветривания, обрушение кровли в очистных забоях, завалы в подготовительных транспортных и вентиляционных выработках, поломки машин, механизмов, в системе энергоснабжения и т. д. Поэтому конструирование технологической схемы должно сводиться к применению таких элементов (горные выработки с незначительным искривлением, располагаемые в устойчивых породах, эффективные прямо-точные схемы проветривания, высокопроизводительные надежные горные машины и установки), при которых возможность наступления аварийных ситуаций становится маловероятной.

6. Динамичность технологической схемы. Какой бы прогрессивной ни представлялась технологическая схема в момент сдачи шахты в эксплуатацию, какими бы прогрессивными и производительными горными машинами ни оснащалась технология разработки, наступает время, когда появляются еще более производительные и экономичные решения. Технический прогресс, научные достижения непрерывно совершенствуют технологию подземной разработки. В этих условиях отдельные элементы и даже вся технологическая схема шахты могут оказаться устаревшими, затрудняющими применение передовых форм и способов ведения разработки, сдерживающими улучшение технико-экономических показателей по шахте. В особенности это касается элементов технологической схемы шахты (схема вскрытия, общая схема транспорта и вентиляции, стационарные установки и др.), отличающихся большим проектным и фактическим сроками использования («долгожитием»). Непрерывный рост производительности добычных и транспортных машин позволяет увеличивать нагрузку на очистные забои, горные выработки, горизонты, околоствольные дворы, подъемы, технологический комплекс на поверхности. Ранее установленные в проекте шахты пропускные способности системы вентиляции,

транспорта, подъемных установок и др. оказываются слишком малыми и порождают, таким образом, на шахте появление «узких мест» в технологии, в технологической схеме.

Устранение подобных ограничений дальнейшего роста добычи по шахте, уровня концентрации работ и технико-экономических показателей производится в разной степени сложно, требует значительных времени и средств.

Одни варианты технологической схемы совершенствуются сравнительно легко и быстро (конвейерная бесступенчатая схема транспорта — заменой конвейеров на более производительные, увеличение пропускной способности околоствольного двора с переходом на говый горизонт отработки запасов и др.), другие (одного-горизонтная схема вскрытия, вертикальный подъем, центральная схема вентиляции и др.) — весьма сложно. Часто совершенствование технологических схем шахт осуществляется в форме периодических капиталоемких реконструкций. В этом плане требование динамичности технологической схемы шахты предполагает предпочтение вариантов, отличающихся гибкостью к возможному изменению параметров отдельных элементов, к конструктивным переменам в топологии горных выработок, в особенности к росту пропускной способности тех или иных элементов схемы (подъемные стволы, схема вентиляции, система транспорта). Способность к объективному развитию, совершенствованию технологической схемы — качество, имеющее не только технический смысл, но и важное экономическое значение.

7. Невысокая трудоемкость технологии, низкая трудоемкость обслуживания технологической схемы. Несомненно, что данное требование имеет большой обобщающий смысл. По существу тот или иной уровень трудоемкости разработки является критерием, показателем целесообразности применения технологической схемы, прогрессивности выбранных решений, средств механизации и состояния механизации производственных процессов на шахте, технологии в целом. Схема вскрытия и подготовки, система разработки и порядок отработки запасов должны обеспечивать применение таких средств механизации и в таких количествах, чтобы рабочих, занятых на обслуживании транспорта, вентиляции, энерго-снабжения, на ведении очистных и подготовительных работ, на ремонте горных выработок и обслуживании технологического комплекса на поверхности и др., требовалось как можно меньше. Вместе с тем рабочих должно быть столько, сколько требуется для выполнения плана добычи. Поэтому мерой эффективности технологической схемы шахты с точки зрения трудоемкости горных работ служит относительный показатель — трудоемкость добычи каждой тысячи тонн угля (в человеко-сменах на 1000 т добычи). В равных условиях более низкая трудоемкость разработки обеспечивается поточностью технологии, полной конвейеризацией транспорта и подъема, высокой концентрацией горных работ, а значит — применением вариантов технологических схем, удовлетворяющих этим условиям.

8. Экономичность технологической схемы и технологии разработки. Это требование в некоторой степени отражает предыдущее. Однако наряду с трудоемкостью технологии разработки в значительной мере определяющей эксплуатационные расходы, т. е. себестоимость, в расчете на 1 т добычи, требование экономичности предполагает снижение материальных затрат: на машины и механизмы, энергию, подготовку кадров и т. д. Технологическая схема разработки считается экономичной не только вследствие малых эксплуатационных затрат на выполнение всех производственных процессов технологии, но также и одновременно вследствие невысоких капитальных затрат на строительство и развитие шахт. Величина капитальных затрат прямым образом зависит от объема горных работ по проведению горных выработок схемы вскрытия, подготовки, от объема зданий и сооружений, применяемых средств механизации, от их стоимости. Стремление построить шахту с небольшими первоначальными капитальными затратами может повлечь строительство шахт малой мощности, оснащение технологии малопроизводительной техникой. Поэтому измерение экономичности технологической схемы должно учитывать не только объем затрат, но и объемы добычи. Часто в качестве меры экономичности технологической схемы принимают себестоимость 1 т угля и удельные капитальные затраты, т. е. затраты на 1 т годовой добычи.

9. Наименьший, но экономически оправданный уровень потерь угля. При разработке неизбежны частичные потери угля. Часть из них технически необходима. Например, потери в охранных целиках под важными зданиями и сооружениями на поверхности, потери в охранных целиках капитальных горных выработок (стволы, квершлагги, уклоны, бремсберги, главные откаточные и вентиляционные штреки и т. д.).

Вместе с тем соответственное размещение горных выработок может свести к минимуму подобные потери. В той или иной мере можно снизить потери, связанные с системой разработки и способом выемки угля в очистных забоях. Однако не всегда экономически оправдано стремиться к минимально возможным потерям. Экономическая оценка потерь позволяет обоснованно подходить к выбору того или иного варианта технологической схемы шахты с позиций этого требования.

Степень соответствия конкретных вариантов технологической схемы разработки предъявляемым требованиям измеряется соответствующими показателями: себестоимостью 1 т угля, производительностью очистного забоя и шахты, удельными капитальными затратами коэффициентами надежности, уровнем травматизма, уровнем потерь угля и т. д. Некоторые требования в определенных пределах взаимнопротивоположны. В этом случае стремление улучшить вариант схемы по одному показателю приводит к ухудшению его по другому показателю. Так взаимодействуют, в частности, показатели надежности и удельных капитальных затрат, показатели концентрации разработки и надежности и т. д.

В разной степени отвечают отдельным требованиям те или иные элементы технологической схемы, те или иные варианты технологических схем. Поэтому как конструирование технологической схемы шахты, так и управление технологией, как правило, производятся в так называемых «конфликтных ситуациях», когда требуется выбирать оптимальное компромиссное соответствие комплексу перечисленных и других требований. В целом оптимизацию решений в проекте шахты нельзя сводить к максимизации одних каких-либо показателей эффективности технологической схемы, так же как и к минимизации других. Проблема оптимальности решений проекта шахты — более широкое понятие как в логическом, так и в математическом плане. В логическом плане проблема оптимальности решений в проекте шахты связана с многомерностью понятия эффективности ее работы. Целым рядом разнородных показателей измеряется эффективность. Показатели зависят численно от множества аргументов — элементов технологической схемы. При этом экстремумы различных показателей не соответствуют одному и тому же набору проектных решений, одной и той же совокупности параметров. Справедливо и обратное заключение: значений параметров, соответствующих экстремуму одновременно двух или более показателей (функций), в общем случае не существует.

III.6. ПРОГНОЗИРОВАНИЕ ПРИ ПРОЕКТИРОВАНИИ ШАХТ

Из представления шахты как развивающейся системы и из общей постановки задачи поэтапного проектирования развития шахты вытекают важные следствия, которые приходят в противоречие с существующими методическими принципами проектирования и особенно со статическим характером проектной информации. Трудно, в частности, согласовать требования использования в проектах установившихся в данный момент (а на самом деле уже в прошлом) норм и промышленно освоенных схем и средств механизации с требованием их прогрессивности в момент сдачи шахты в эксплуатацию и даже на период дальнейшей работы, так как с начала проектирования до сдачи шахты в эксплуатацию проходит по меньшей мере 10 лет. Также трудно примирить принцип одноразового установления и закрепления параметров основных элементов технологической схемы шахты (с позиций промышленно освоенных значений) с реально проявляющимся прогрессом науки, техники, технологии, экономики, организации работ и т. д.

Реализация идеи создания проекта развивающейся шахты требует непрерывного прогнозирования техники и технологии добычи угля, прогнозирования его потребления и экономики на период всего срока работы шахты на данном месторождении.

В Постановлении ЦК КПСС и Совета Министров СССР «О мерах по повышению эффективности работы научных организаций и ускорению использования в народном хозяйстве дости-

жений науки и техники» говорится, что необходимо по важнейшим проблемам развития народного хозяйства впредь разрабатывать научно-технические прогнозы на длительный период (на 10—15 и более лет). Исходя из научно-технических прогнозов, министерствам и ведомствам, советам министров союзных республик предложено организовать разработку проектов предприятий и производств на длительную перспективу, а также машин и оборудования будущего.

Любой проект шахты ориентирован в своей реализации на будущее. Поэтому решения проекта шахты должны всегда отличаться достаточной устойчивостью к старению, соответствием обстоятельствам и требованиям будущего. В противном случае будет правилом проявление на только что построенных шахтах непрогрессивных технологических звеньев, «узких мест», сдерживающих работу всей технологической цепочки, которые в конце концов вызывают сравнительно скорую реконструкцию.

В соответствии с современными представлениями прогноз развития шахты рассматривается как специфически аргументированная информация о будущем технологии очистных процессов, транспорта, подъема, проведения выработок, проветривания, о параметрах шахт. Содержание и степень достоверности такой прогнозируемой информации определяются следующими моментами: накопленным опытом о развитии технологии разработки полезных ископаемых; потребностями, знаниями и условиями, присущими современному этапу развития угледобычи; возможностями реализации прогнозируемых явлений или тенденций. Другими словами, прогноз в своих теоретических построениях опирается на конкретные тенденции и закономерности развития аналогичных объектов, на реальные потребности народного хозяйства и учитывает объективно складывающиеся возможности научно-технического прогресса в угольной и в других отраслях промышленности.

Логическую запись выработки прогнозных умозаключений можно представить следующим образом [18]:

$$(ТЗ \vee ИГ \vee ФП) \rightarrow ПР \dots, \quad (III.11)$$

где ТЗ — совокупность знаний и представлений о тенденциях и закономерностях развития шахт и элементов технологии добычи угля; ИГ — совокупность конкретных идей и научных гипотез относительно будущих возможностей развития шахт, элементов технологии и их многообразных связей; ФП — совокупность представлений о факторах, определяющих потребность развития шахты, элементов технологии, и стимулирующих или препятствующих этому развитию условиях; ПР — прогнозируемые результаты, предположения, выводы, имплицитивно («→») обуславливаемые указанными реально существующими логическими предпосылками. «→» — логический знак, обозначающий операцию импликации, следования. Результаты следуют, если справедливы слагающие элементы.

Каждый научно обоснованный прогноз содержит как бы сплав времен: прошлого (тенденции развития), настоящего (наличные ресурсы и представления) и будущего (потребности и возможности). В зависимости от того, на какой срок в будущее делаются прогнозы, они имеют различный характер, существенно отличаются достоверностью и использованием в практике принятия решений.

Проектирование шахт связано с предвидением развития шахты на различное отдаление в будущее, а следовательно, требует прогнозирования на различную глубину.

Прогноз на первый этап развития шахты (первый эшелон прогнозирования) [18]. Для этого вида прогнозирования характерна наивысшая степень достоверности горно-геологических исходных данных, социально-экономических факторов и научно-технических сведений о технологии добычи угля в конкретных условиях. Большинство специалистов считает интервалом такого прогнозирования 15—20 лет.

За это время исчерпывается запас многих представлений о прогрессивности тех или иных средств механизации, форм организации работ, запас надежности сведений о горно-геологических условиях и стоимостных параметрах и т. д. Прогнозирование проектной информации и технологических решений на первом этапе развития шахты отличается полнотой и детальностью. Каждая машина, каждый элемент технологии, каждое состояние горных работ, каждый вид затрат, любые преимущества или недостатки технологических схем — все должно находить отражение в прогнозе на первом этапе.

Прогноз на второй этап развития шахты (второй эшелон прогнозирования). Необходимость такого прогноза связана с тем, что сроки службы шахт, как правило, превышают 15—20 лет, а многие технологические элементы шахты выполняют одну и ту же роль в течение всего срока службы (технологический комплекс на поверхности, основные вскрывающие выработки, подъемные установки и т. д.).

Прогноз на второй этап развития шахты производится по основным состояниям, по наиболее общим условиям и инерционным параметрам шахты (глубина разработки и участки шахтного поля, производственная мощность шахты, параметры общешахтной системы вентиляции, технологическая схема на поверхности, общие схемы механизации основных производственных процессов, общие технические и экономические требования к продукции и т. д.). Интервал времени прогноза на второй этап развития шахты в связи с этим допускается в пределах 40 лет. Прогнозирование развития шахты на второй этап, естественно, отличается меньшей достоверностью, нежели на первом этапе.

Однако оптимизация решений по долгодействующим элементам технологии на базе подобного прогноза в значительной степени повышает надежность правильного выбора, учета тенденций будущего.

Прогноз на последующие этапы (второй и, возможно, третий

эшелоны прогнозирования). Совокупность определенных сведений на конец отработки шахтного поля является важной вследствие ряда обстоятельств. Прежде всего необходимо иметь общие представления о потребности в угле оставшихся запасов, моменте закрытия шахты, процессе затухания добычи, использовании высвобождающихся рабочих и оборудования, жилого фонда и коммунаций и т. д.

Прогнозируемая информация на глубину более 40 лет носит в основном качественный характер, отличается низкой достоверностью и, следовательно, не может иметь решающего значения при оптимизации параметров шахты на первом этапе.

! Основные задачи прогнозирования, связанные с получением проектной информации, можно систематизировать следующим образом:

1. Прогнозирование и оценка горно-геологических характеристик месторождения или участка в пределах шахтного поля. Практика проектирования и работы шахт показывает, что неполнота, низкая достоверность исходной горно-геологической информации чаще всего являются причиной частых корректировок проектов, отказа от ранее принятых проектных решений. Получение детерминированных или вероятностных данных о мощности, углах падения, газоносности, водообильности и нарушенности угольных пластов, свойствах вмещающих пород, гипсометрии пластов и форме участков шахтного поля необходимо проектировщикам для выполнения любого раздела технического проекта и особенно для выполнения технологической части. Прогнозирование основывается на данных отчета геологоразведочных работ, опыта разработки соседних участков месторождения, отработанных другими шахтами, на данных уже отработанных участков того же шахтного поля.

2. Прогнозирование качественных параметров технологии разработки. Эта задача предусматривает выявление перспективных закономерностей и тенденций развития схем отработки и вскрытия шахтного поля, схем подготовки, вентиляции и транспорта, систем разработки, компоновки и технологических схем поверхности и т. д. Большинство указанных проектных решений относятся к медленно изменяющимся, инерционным и часто выступают на действующих шахтах как ограничения в развитии шахт, улучшении технико-экономических показателей. В настоящее время, например, очевидны в определенных условиях преимущества блоковой отработки шахтных полей или системы разработки столбами по падению—восстанию. Можно прогнозировать более широкое использование в проектах и практике шахт данных качественных решений.

3. Прогнозирование средств механизации производственных процессов и параметров оборудования. Перспективы развития средств подъема, проведения и крепления горных выработок, очистной выемки, крепления и управления кровлей в очистных забоях, средств транспорта, проветривания и дегазации, средств механи-

зации вспомогательных процессов и т. д. составляют условия для разработки прогрессивных, экономических проектов. Проектировщикам необходимы данные о производительности вновь разрабатываемых выемочных машин и комплексов, их эксплуатационной надежности, производительности транспортных средств (электровозов, конвейеров), скорости подачи выемочных машин и производительности проходческих комбайнов, производительности подъемов и вентиляторных установок, габаритах средств механизации и т. д. Примером прогнозной информации данного рода могут служить данные о расширяющейся области применения узкозахватных комбайнов со скоростью подачи до 10 м/мин, струговых механизированных комплексов, крутонаклонных (20—35 °) конвейеров, проходческих комбайнов для условий более крепких ($f = 4 \div 7$) пород и др.

4. Прогнозирование количественных параметров шахты, стоимостных и технико-экономических показателей. Практикой доказано, что этот род информации отличается наибольшей динамичностью. Мощность шахты, нагрузка на очистные забои, скорость проведения горных выработок, длина лавы, высота горизонта, размеры блоков и панелей по простиранию и восстанию, размеры выемочных столбов и др. изменяются на шахтах непрерывно и значительно. Предвидеть действительные темпы роста этих параметров, обеспечить эти темпы чрезвычайно важно, так как именно они определяют уровень технико-экономических показателей. Несомненно, что прогнозирование уровня количественных параметров и технико-экономических показателей (производительность труда, трудоемкость производственных процессов, фондоемкость разработки, себестоимость добычи и др.) основывается на данных действующих шахт.

5. Прогнозирование социальных условий работы шахт. Вместе с изменениями в технике, технологии на шахтах наблюдаются значительные перемены в организации производства и работ, профессиональном составе коллективов трудящихся, их экономическом и культурно-образовательном положении и т. д.

Проектируемая шахта оказывается в системе хозяйственных и социальных связей с другими предприятиями. Как будут влиять эти связи на работу шахты, на обеспечение шахты людскими, энергетическими ресурсами в будущем, может установить прогнозирование.

Прогнозирование столь разнообразных сведений, необходимых при воплощении поэтапного проектирования, требует использования специфических методов. Теория прогнозирования насчитывает в настоящее время более 100 различных методов и приемов [18].

Что касается основных методов технологического прогнозирования, то их удается свести к следующим весьма широким классам: методы расчетно-директивные; методы интуитивной и эмпирико-статистической экстраполяции; методы экспертных заключений (оценок); методы математического и технологического моделирования; методы практического эксперимента с обратной связью.

Следует подчеркнуть, что наиболее успешное проведение технологического прогнозирования возможно лишь при комплексном использовании целого ряда научных методов, как правило дополняющих (а не отменяющих) друг друга.

Первый класс методов находит широкое применение в определении перспективных планов развития отрасли, динамики показателей по отрасли, бассейнам, районам и предприятиям.

Второй класс методов на базе математических методов статистического анализа позволяет решить разнообразные задачи прогнозирования поведения как весьма больших и сложных систем и их характеристик, так и отдельных элементов систем, элементов технологии, показателей. Методы экстраполяции базируются на гипотезе, что будущее является непосредственным продолжением настоящего. Чаще всего методами экстраполяции пользуются при установлении тенденций изменения тех или иных количественных параметров шахты и отдельных подсистем, технико-экономических показателей (мощность шахты, нагрузка на очистной забой, производительность горных машин, подвигание очистных забоев, себестоимость производства горных работ и добычи 1 т угля, производительность труда и т. д.).

В форме корреляционного и регрессионного анализа статистические методы экстраполяции наиболее часто применяются в горном деле. Степень реальности такого рода прогнозов и мера доверия к ним обуславливаются аргументированностью выбора пределов экстраполяции. Общим правилом является положение, что более инерционные системы, более общие, фундаментальные параметры и показатели допускают большую глубину прогнозирования при одной и той же базе экстраполяции. Так, изучение статистических данных шахт за 15—20 лет позволяет экстраполировать сложившиеся тенденции изменения производственной мощности шахт не менее чем на 15 лет, нагрузки на очистные забои не менее чем на 7 лет и т. д. Прогнозирование себестоимости по производственному объединению возможно на большую дальность, нежели по шахте.

Инерционность прогнозируемой системы и ее параметров является определяющей в связи с тем, что в сложных системах изменения обуславливаются совокупностью многих взаимосвязей, не допускающих резких скачков. Сказанное позволяет сделать важный методический вывод, что методы статистической экстраполяции обеспечивают приемлемую достоверность проектной информации на глубину одного этапа. Третий класс методов, включающий методы экспертных оценок, используется в большой мере при определении тенденций развития техники, уровня технико-экономических показателей, направлений в развитии технологии производственных процессов и элементов технологических схем, технических средств и т. д.

Сюда следует отнести также прогнозирование качественных характеристик и параметров технологии добычи, принципов работы горных машин, уровня основных параметров машин и т. д.

Прогнозирование основывается на сборе и систематизации различных оценок — ответов экспертов. Силу прогноза им придает аргументированность суждений экспертов, являющихся ответом на общественные, технические, экономические и технологические потребности в подобном развитии. Теми или иными приемами методов экспертных оценок издавна пользуются при перспективном планировании и при проектировании в форме коллективных обсуждений и заключений. Широко известен в практике экспертных оценок метод Делфи [14, 18]. В значительной степени те или иные оценки экспертов основываются на результатах проводимых научных исследований, конструирований, экспериментов, т. е. отражают потенциальный научно-технический задел в развитии технологии добычи. Реализация подобных результатов на конкретных шахтах отделена от момента проведения экспертного опроса значительным интервалом времени, включающим промышленное изготовление, внедрение на действующих шахтах; проектирование, строительство, оснащение на вновь строящихся. В большинстве случаев прогнозирование методами экспертных оценок путей развития технологии добычи (например, технологических схем очистных работ, средств механизации производственных процессов, видов крепления горных выработок, средств метаноподавления и т. д.) оказывается наиболее эффективным на глубину более 15—20 лет. Таким образом, методами экспертных оценок целесообразно прогнозировать необходимые при проектировании сведения на конец первого этапа, а по некоторым сведениям (потребности в угле, параметры систем энергоснабжения и вентиляции, общее положение горных работ и т. д.) — на время второго этапа, т. е. более чем на 20 лет.

Пятый класс методов сводится к физическому эксперименту на реальном объекте и применяется, как правило, при создании образцов технических средств. Тем не менее не исключено проведение производственно-экономических экспериментов и на более сложных, масштабных объектах (скоростное проведение выработок, экономическая система материального стимулирования на шахтах, «щекинский» эксперимент на шахтах и т. д.).

Технологическое прогнозирование методами эксперимента с обратной связью в том или ином масштабе по существу проводится непрерывно. Однако постановка эксперимента, затрагивающего большие экономические системы, представляется чрезвычайно ответственной

Правильнее сначала научно доказать, технически обеспечить, организационно завершить разработку сложного объекта будущей технологии или организации, а затем ставить физический эксперимент с высоким уровнем вероятности в его успешном исходе.

Эти задачи в наибольшей степени законченное решение получают при использовании методов прогнозирования четвертого класса — методов технологического и математического моделирования объекта, в данном случае технологии шахты. На основе изучения внутренней логики развития объектов, хода процессов ис-

следователь конструирует соответствующую логико-математическую модель.

При проектировании шахт методы моделирования находят широкое использование. Высшей, наиболее сложной формой прогнозирования развития шахты методами моделирования является технологическое и экономико-математическое моделирование [33, 60].

Современные представления о технологическом и экономико-математическом моделировании проектов шахт характеризуются стремлением уйти от детерминированности исходной информации не только в каждый данный момент, но особенно на протяжении срока службы предприятия. Динамическая постановка моделирования выражается в различных аспектах: оценка результатов работы спроектированной шахты за длительный промежуток времени; учет одновременности затрат и экономических результатов, учет вероятностного характера переменной во времени горно-геологической, технической, экономической информации и др. Моделирование развития шахты в такой постановке требует инженерной разработки соответствующих методов и приемов во всех указанных аспектах.

Установление закономерностей изменения проектной информации во времени, прогнозирование исходных данных основываются на сборе и обработке огромного объема статистических сведений, характеризующих опыт действующих предприятий, состояние научно-исследовательских и проектно-конструкторских работ в отрасли, социальные, экономические и производственные условия шахты, угольного района и бассейна. Это указывает на необходимость создания в проектных институтах автоматизированных информационных систем, работающих в органическом единстве с автоматизированными системами управления производственными объединениями шахт.

III.7. ОСНОВНЫЕ НОРМАТИВНЫЕ И ДИРЕКТИВНЫЕ МАТЕРИАЛЫ

Балансовые запасы углей и совместно с ними залегающих других полезных ископаемых, а также содержащихся в них компонентов, имеющих промышленное значение, утверждаются Государственной комиссией по запасам полезных ископаемых при Совете Министров СССР (ГКЗ СССР) или в соответствующих случаях с разрешения ГКЗ СССР территориальными комиссиями по запасам Министерства геологии СССР.

Проекты строительства и реконструкции угольных шахт разрабатываются при наличии балансовых запасов категорий А, В и С₁ в следующих соотношениях:

группа I — месторождения простого строения — запасы по категориям А + В должны составлять не менее 50 % общих запасов категорий А + В + С₁, в том числе не менее 20 % по категории А;

группа II — месторождения сложного строения — запасы категории В должны составлять не менее 50 % общих запасов категорий В + С₁;

группа III — месторождения очень сложного строения — все запасы могут быть оценены по категории C_1 .

Запасы площадей, предназначенных для первоочередной отработки, должны быть разведаны и оценены в основном по категориям А и В на месторождениях I группы и категории В на месторождениях II группы.

При проектировании угледобывающих предприятий для определения перспектив их развития, а также с целью более полного использования минеральных ресурсов должны учитываться запасы категории C_2 и забалансовые запасы. В проекте рассматривается вопрос возможности и необходимости отработки забалансовых запасов. Так, при наличии пластов, опасных по внезапным выбросам угля, газа и горным ударам, к разработке могут приниматься пласты, имеющие забалансовые запасы по мощности и качеству, если они являются защитными при разработке опасных пластов.

При разработке проектно-сметной документации по объектам угольной промышленности проектные организации обязаны руководствоваться законами СССР, указами Президиума Верховного Совета СССР, решениями правительства СССР и другими нормативными актами по капитальному строительству, в том числе:

нормативными документами по проектированию и строительству, утвержденными Госстроем СССР, и нормативными документами, связанными с проектированием и строительством, утвержденными министерствами и ведомствами СССР, органами государственного надзора и общественными организациями по согласованию с Госстроем СССР;

государственными стандартами;

основными направлениями проектирования объектов угольной промышленности;

нормами технологического проектирования;

общесоюзным строительным каталогом и территориальными каталогами типовых строительных конструкций;

каталогами на все виды оборудования, приборы и др.

Нормативные документы являются действенным средством внедрения в проекты (а через них — в производство) достижений науки и передового опыта, проведения единой технической политики в проектировании и строительстве.

Нормативная база проектирования является частью системы нормативных документов в строительстве. Нормативные документы подразделяются на общесоюзные, ведомственные, республиканские.

К общесоюзным нормативным документам относятся: строительные нормы и правила СНиП; общесоюзные нормы технологического проектирования — ОНТП; связанные с проектированием, инженерными изысканиями и строительством нормативные документы органов государственного надзора; общесоюзные нормативные документы отдельных министерств и ведомств СССР и общественных организаций.

Общесоюзные нормативные документы обязательны для использования всеми министерствами и ведомствами, а также организациями, учреждениями и предприятиями, независимо от их ведомственной подчиненности.

К ведомственным нормативным документам относятся: ведомственные строительные нормы — ВСН; ведомственные нормы технологического проектирования — ВНТП; отдельные сметные нормативы (в угольной промышленности, например, нормативы общешахтных расходов).

Ведомственные нормативные документы обязательны для всех организаций, учреждений и предприятий министерства (ведомства), утвердившего эти документы, а также для всех организаций, учреждений и предприятий, осуществляющих проектирование и строительство объектов отрасли народного хозяйства, руководимой данным министерством (ведомством).

К республиканским нормативным документам относятся: республиканские строительные нормы — РСН; отдельные сметные нормативы.

Республиканские строительные нормы являются обязательными для всех организаций, учреждений и предприятий, независимо от их ведомственной подчиненности, осуществляющих проектирование и строительство объектов, разрешаемых на территории данной республики.

Важнейшими *директивными документами* в области капитального строительства и проектирования являются Основные направления экономического и социального развития СССР на 1981—1985 годы и на период до 1990 года, постановления ЦК КПСС и Совета Министров СССР от 12 июня 1979 г. «Об улучшении планирования и усилении воздействия хозяйственного механизма на повышение эффективности производства и качества работы» и от 30 марта 1981 г. «О мерах по дальнейшему улучшению проектно-сметного дела». На основании этих и других общесоюзных директивных документов изданы приказы и директивные письма Минуглепрома СССР, Минуглепрома УССР и Всесоюзного объединения «Союзшахтопроект», которые содержат ряд требований и указаний, относящихся к проектированию.

Строительные нормы и правила. Основными нормативными документами для проектирования и строительства всех объектов в нашей стране является система утвержденных Госстроем СССР строительных норм и правил (СНиП), которые разделены на шесть частей.

Каждая из частей СНиП делится на группы. Например, часть 2 «Нормы проектирования» содержит 12 групп нормативных документов, включая группу 09 — «Промышленные предприятия, производственные здания и сооружения, вспомогательные здания. Инвентарные здания», в которую входят строительные нормы и правила по проектированию горных предприятий. Эти нормативные документы введены в действие с 1983 г.

Правила безопасности, технической эксплуатации и другие правила. Все принимаемые в проекте решения должны соответство-

вать «Правилам безопасности в угольных и сланцевых шахтах» (ПБ), которыми регламентируются требования по безопасному ведению горных работ, проветриванию подземных выработок и пылегазовому режиму, эксплуатации рудничного транспорта, подъема и электротехнического хозяйства, предупреждению и тушению рудничных пожаров, предотвращению затоплений действующих выработок, промышленной санитарии. При проектировании должны быть также учтены технические нормы и требования, которые содержат «Правила технической эксплуатации угольных и сланцевых шахт» (ПТЭ), в части техники и технологии добычи угля, проведения горных выработок, способов и средств проветривания, охлаждения рудничного воздуха, механизации и автоматизации производственных процессов, подземного транспорта, охраны окружающей среды.

Основные направления и нормы технологического проектирования. Эти нормативные документы являются основополагающими для выбора и обоснования технологических схем горного производства и их параметров. Минуглепромом СССР разработаны «Основные направления проектирования предприятий, зданий и сооружений угольной (сланцевой) промышленности и угольного машиностроения на 1981—1985 гг. и до 1990 г.».

Для проектирования различных процессов и объектов угольных шахт проектными институтами разработаны нормы технологического проектирования, содержащие качественные и количественные требования по определению мощности, срока службы шахты, способов и схем вскрытия, порядка отработки шахтного поля, систем разработки угольных пластов, выбору средств механизации очистных, подготовительных и транспортных работ, определению схем и средств проветривания, дегазации, пылеподавления и противопожарных средств, проектированию генеральных планов поверхности угольных шахт, размещению зданий и сооружений, складских помещений, по проведению мероприятий, направленных на охрану природных ресурсов и окружающей среды, и др. В нормах технологического проектирования содержатся также требования по проектированию транспортных систем, подъемных, вентиляторных и водоотливных установок, средств электроснабжения, автоматизации, связи и освещения.

Стандартизация является одним из важнейших средств улучшения качества проектов. Эффективность стандартизации обусловлена тем, что стандарт сочетает в себе технический регламент, организующий и вносящий единство в соответствующую область деятельности, с обязательной силой закона.

В зависимости от сферы действия и уровня утверждения установлены следующие категории стандартов:

Государственные стандарты Союза ССР — ГОСТ. Обязательны к применению всеми предприятиями во всех отраслях народного хозяйства СССР, утверждаются Советом Министров СССР, Госстандартом СССР, а также Госстроем СССР — по стандартам, входящим в сферу его компетенции.

Отраслевые стандарты — ОСТ. Обязательны для всех предприятий данной отрасли и утверждаются министерством, которое является ведущим в производстве данного вида продукции.

Республиканские стандарты — РСТ. Обязательны для всех предприятий и организаций республиканского и местного подчинения данной союзной республики, независимо от их ведомственной подчиненности, утверждаются советами министров союзных республик или по их поручению госпланами этих республик.

Стандарты предприятий — СТП. Обязательны только для предприятия, утвердившего данный стандарт.

Другие нормативные и методические документы для проектирования.

Особую группу нормативных документов для проектирования составляют разрабатываемые отраслевыми научно-исследовательскими институтами и утвержденные Минуглепромом СССР технологические схемы (например, «Прогрессивные технологические схемы разработки пластов на угольных шахтах», подготовленные Институтом горного дела им. А. А. Скочинского) и методики (например, по расчету нагрузок на очистные забои, по расчету температуры воздуха в горных выработках).

Существующая нормативная база проектирования систематически совершенствуется, дополняется и обновляется в результате разработки новых и пересмотра действующих нормативных документов, который производится, как правило, через 5—7 лет. При этом ставится задача упрощения системы технического нормирования и стандартизации в области проектирования, сокращения числа видов нормативных документов, устранения в них дублирования и неоправданной детализации с тем, чтобы нормативные документы не ограничивали творческую инициативу проектировщиков, направленную на снижение сметной стоимости строительства, уменьшение трудовых затрат при выполнении строительно-монтажных работ и экономию строительных материалов.

III.8. ПРИНЦИПЫ СОЗДАНИЯ СИСТЕМЫ АВТОМАТИЗИРОВАННОГО ПРОЕКТИРОВАНИЯ ШАХТ — САПР

Важная роль в совершенствовании технологии проектирования принадлежит механизации и автоматизации инженерно-технических, технико-экономических и сметных расчетов, процессов изготовления, размножения документации, хранения и поиска информации.

На разных этапах составления и выпуска проектно-сметной документации должны применяться технические средства и организационные приемы, позволяющие сократить трудоемкость проектных работ и ускорить процесс проектирования. К их числу относятся:

использование плоскостного макетирования с помощью заранее изготовленных типовых элементов чертежей, позволяющего сократить объем чертежно-графических работ;

применение высокопроизводительного электрографического оборудования для изготовления и размножения проектной документации;

микрофильмирование проектной документации с использованием микрофильмов для комплектования фондов хранения и повторного размножения документации;

применение технических средств и создание информационно-поисковых систем (ИПС) для организации хранения, учета и поиска графической и текстовой документации.

Все большее значение имеет механизация и автоматизация самих проектных процедур с помощью средств вычислительной техники. Встречающиеся при проектировании угольных шахт инженерно-технические задачи, которые сравнительно легко поддаются формализации и могут выполняться на ЭВМ, делятся на три класса: вычислительные, связанные с производством расчетов; логические, связанные с подготовкой выбора и выбором решений из множества альтернатив; геометрические, связанные с размещением объектов, элементов конструкций, горных выработок в пространстве, а также с вычислением площадей и объемов.

Механизация и автоматизация проектирования в угольной промышленности получила развитие в 60-х годах с переводом на ЭВМ легкоформализуемых вычислительных задач первого класса, которые были связаны с большими затратами ручного труда.

Перспективным направлением дальнейшего совершенствования технологии проектирования становится широкое применение ЭВМ не только для решения проектно-вычислительных и логических задач, но и для формирования единых машинных баз данных, выбора прогрессивных проектных решений, их взаимной увязки, а также изготовления проектно-сметной документации, пригодной для использования без какой-либо дополнительной доработки.

Расширение масштабов механизации и автоматизации проектирования имеет целью достижение экономического эффекта следующих видов:

первичный прямой эффект, получаемый непосредственно в сфере проектирования за счет уменьшения затрат ручного труда;

первичный косвенный эффект, получаемый в сфере проектирования за счет сокращения его сроков и перераспределения технической и творческой работы между исполнителями различной квалификации, а также между человеком и машиной;

вторичный косвенный эффект, получаемый в сфере производства за счет сокращения сроков разработки и экспертизы проектов (приближающих их внедрение).

Вместе с тем автоматизация проектирования создает предпосылки для существенного повышения качества проектных решений. Именно в этом состоит главный эффект, который проявляется в сфере производства в виде сокращения затрат на строительство и эксплуатацию шахты на 5—10 % и более, снижения трудоемкости работ, повышения эффективности капитальных вложений и т. п.

По мере накопления опыта, теоретического потенциала, разви-

тия разработок по механизации проектных работ и совершенствования средств автоматизации проектирования — программного, информационного и технического обеспечений — в угольной промышленности появились возможности для перехода от автоматизации отдельных проектных операций к комплексной автоматизации проектирования объектов. Развитие работ данного направления осуществляется в рамках создания системы автоматизированного проектирования угольных предприятий (САПР-уголь), которая в современных условиях становится центральным звеном в совершенствовании технологии проектирования.

Вместе с Центрогипрошахтом в разработке САПР-уголь участвуют более 20 организаций: проектные и научно-исследовательские институты Минуглепрома СССР, вузы, институты других министерств и ведомств, а также организации стран—членов СЭВ.

САПР-уголь рассматривается как единая целостная система проектирования угольных предприятий, являющаяся, в свою очередь, подсистемой отраслевого и межотраслевого планирования, которая охватывает процесс проектирования шахт, разрезов и обогатительных фабрик.

Основными организационно-техническими структурными звеньями САПР-уголь являются объектные подсистемы. Каждую подсистему характеризуют следующие отличительные признаки: тип предприятия (шахты, разрезы, обогатительные фабрики); стадия проектирования (проект, рабочий проект); элемент (объект, узел, технологический процесс проектируемого предприятия).

Выделение объектных подсистем основано на возможности автономного проектирования рабочих параметров заданных элементов (объектов) предприятия и последующего их синтеза в единую систему (проект предприятия) с учетом общих методологических принципов проектирования и на основе комплексной оптимизации проектных решений в целом по предприятию и отдельным его элементам.

В настоящее время САПР-уголь формируют пятьдесят девять объектных подсистем, включающих более 1000 проектных задач. Реализация задач в рамках САПР-уголь требует пересмотра и создания свыше 600 методик и нормативов по проектированию.

В качестве подсистем первой очереди САПР-уголь для угольных шахт выделены следующие: «Основные положения проекта шахт-новостроек Донбасса», «Комплекс главного ствола», «Подземный транспорт», «Вентиляция, дегазация и кондиционирование», «Сметные расчеты», «Автоматизация производственных процессов», «Породный комплекс угольных шахт и обогатительных фабрик».

Ко второй очереди отнесено 9 подсистем, из них 6 подсистем для угольных шахт: «Основные проектные решения по реконструируемым шахтам Донбасса», «Основные проектные решения по реконструируемым шахтам Кузбасса», «Горно-технологический комплекс», «Комплекс вспомогательного ствола», «Организация строительства» и «Электроснабжение».

К третьей очереди отнесена 41 подсистема, из них 12 — для угольных шахт: «Технологический комплекс на поверхности», «Комплекс отдельно стоящих вентиляционных стволов, зданий и сооружений», «Околоствольный двор», «Закладочное и заилочное хозяйство», «Погрузочно-складской комплекс», «Главный и участковый водоотлив», «Водоснабжение шахты», «Управление работой шахты», «Магазины и склады», «Комплекс расчетов технико-экономических показателей», «Административно-бытовой комбинат», «Генплан».

При разработке объектных подсистем САПР-уголь необходимо учитывать следующие общие требования: принцип включения; принцип системного единства; принцип развития; принцип комплексности; принцип информационного единства; принцип инвариантности.

Принцип включения предусматривает, что требования к созданию, функционированию и развитию каждой объектной подсистемы определяются со стороны более сложных отраслевых автоматизированных систем САПР-уголь и АСУ-уголь, составной частью которых является данная подсистема.

Принцип системного единства состоит в том, что при создании объектной подсистемы необходимо учитывать ее взаимосвязь с соответствующими подсистемами САПР-уголь и АСУ-уголь.

Принцип развития предусматривает создание подсистемы как развивающейся совершенствованием отдельных ее компонентов.

Принцип комплексности обеспечивается возможностью автоматизированного выбора проектных решений на всех этапах проектирования.

Принцип информационного единства состоит в том, что в компонентах каждой отдельной подсистемы необходимо использовать унифицированные (единые) термины, символы, условные обозначения и способы представления информации. Создаются единый банк данных и информационно-поисковая система ИПС.

Принцип инвариантности обеспечивается за счет создания универсальных или типовых моделей оптимизации проектных решений и информационной базы подсистемы, инвариантной к горно-геологическим, горнотехническим и организационным условиям проектируемой шахты, а также к этапам проектирования.

Объектные подсистемы САПР-уголь состоят из функциональной и обеспечивающей частей.

Функциональная часть объектной подсистемы включает весь комплекс информационно взаимосвязанных формализованных (выполняемых ЭВМ) и неформализованных (выполняемых человеком) проектных задач и процедур.

Обеспечивающая часть объектной подсистемы состоит из методического, информационного, программного и организационного обеспечения. Кроме того, выделены общие для всех объектных подсистем компоненты: комплекс технических средств (техническое обеспечение); служба развития, которая осуществляет поддержание и развитие функциональной и обеспечивающей частей САПР-

уголь; общие элементы программного, информационного, организационного обеспечения.

Методическое обеспечение каждой подсистемы представляет собой совокупность методов решения отдельных проектных задач, методик, алгоритмов, нормативов, стандартов и других данных, формирующих базу машинного проектирования и обеспечивающих методологию автоматизированного выбора проектных решений.

Информационное обеспечение системы базируется на максимальном использовании серийных технических и программных средств и представляет собой совокупность единой системы классификации и кодирования технико-экономической и горно-геологической информации, унифицированных систем документации и массивов информации, используемых в САПР-уголь.

Программное обеспечение системы составляют документы с текстами программ, программы на машинных носителях и эксплуатационные документы, обеспечивающие функционирование подсистемы в целом.

Компонентами программного обеспечения являются пакеты прикладных программ (ППП) на принятых алгоритмических языках (в настоящее время фортран — IV, ПЛ/I) для ЭВМ ЕС.

При создании программного обеспечения необходим учет следующих требований:

максимальное применение стандартного и серийного программного обеспечения;

библиотечное построение компонентов, что обеспечивает возможность их последующего совершенствования и развития.

Организационное обеспечение каждой подсистемы включает типовую схему реализации каждой подсистемы и представляется в виде логико-информационной модели процесса автоматизированного проектирования отдельных объектов и предприятия в целом, а также документацию по решению отдельных проектных задач на ЭВМ. Организационное обеспечение призвано объединить функциональную и обеспечивающую части подсистемы в единую технологию, структуру и организацию работ.

Техническое обеспечение САПР-уголь базируется на серийном оборудовании отечественного производства и включает:

ЭВМ третьего поколения единой системы (ЕС) с оперативной памятью 512К и выше; рабочие места проектировщиков (АРМ); терминальные устройства.

По данным Центрогипрошахта, ввод в опытную эксплуатацию первой очереди САПР-уголь в Днепрогипрошахте, Сибгипрошахте и Южгипрошахте (1980 г.) и унифицированных средств автоматизации проектирования в остальных организациях объединения «Союзшахтопроект» повышает производительность труда проектировщиков на автоматизированных участках на 20—25 %, качество и обоснованность проектных решений в результате внедрения методов многовариантного проектирования, что позволит снизить сметную стоимость строительства и эксплуатационные затраты на запроектированных объектах.

Раздел II

ИНФОРМАЦИОННОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ И МЕТОДЫ ПРОЕКТИРОВАНИЯ ШАХТ

Глава IV

ИНФОРМАЦИЯ ПРИ РЕШЕНИИ ЗАДАЧ ОПТИМАЛЬНОГО ПРОЕКТИРОВАНИЯ ШАХТ

IV.1. УСТАНОВЛЕНИЕ ИСХОДНОЙ ГОРНО- ГЕОЛОГИЧЕСКОЙ ИНФОРМАЦИИ ПРИ МОДЕЛИРОВАНИИ И ПРОЕКТИРОВАНИИ ШАХТ

При детальной разработке проекта строительства или реконструкции шахт, моделировании шахт или отдельных подсистем, определении технико-экономических показателей приходится оперировать большим объемом различных данных. В зависимости от частоты обращения к тем или иным данным при проектировании разных шахт, характера и содержания всю номенклатуру исходных данных можно разделить на две группы.

В *первую* группу входит собственная информация разового использования: горно-геологические данные, пространственные характеристики шахтного поля, механические характеристики вмещающих пород и др. Эта информация характеризует данную шахту, и, как правило, она неприменима при проектировании другой.

Вторую группу составляет внешняя информация многократного использования. Сюда включаются нормативные данные, технические и стоимостные параметры, типовые сечения горных выработок и др.

Собственная информация представляется по разделам: горно-геологические данные (сведения о мощности, углах падения, газоносности угольных пластов, характеристики вмещающих пород, нарушенности и др.) и данные для геометризации шахтного поля и вариантов технологической схемы разработки (размеры шахтного поля, расстояние от поверхности до верхней и нижней границ шахтного поля, расстояния между пластами и т. д.).

Внешняя информация включает разделы:

технические нормативные данные (нормы технологического проектирования, правила безопасности, характеристики горных машин и оборудования и пр.);

организационная и социально-экономическая информация (регламентированный режим работы шахты, коэффициент экономической эффективности капитальных затрат, стоимостные показатели,

нормы расходования материалов и энергии, трудовые нормы, тарифные ставки и расценки, цена угля и др.);

информация о типовых технических решениях (типовые сечения выработок, загрузочные устройства, камеры и узлы);

Как собственная, так и внешняя информация служит для разработки различных частей и разделов проекта и экономико-математической модели. Поэтому часто информацию и исходные данные делят по разделам проекта или по подсистемам (данные по подсистеме «очистной забой», по подсистеме «подземный транспорт» и др.). Такое деление информации целесообразно для автоматизированных систем накопления, хранения и поиска проектной информации.

Удобной и достаточной оказывается и общая группировка исходной информации на три основных вида: горно-геологическую, производственно-техническую и социально-экономическую.

К горно-геологическим данным относятся: общая характеристика проектируемого участка месторождения — размер по простиранию, вкрест простирания и по падению, геологические и промышленные запасы угля, глубина разработки, число и взаимное расположение рабочих пластов, пропластков, водообильность; характеристика элементов залегания угольных пластов — их мощность, угол падения, расстояние между пластами, природная и остаточная газоносность (по метану и углекислоте), водоносность, тектоническая нарушенность, зольность, выход летучих, марочный состав, плотность угля и сопротивляемость разрушению угля; склонность пластов к внезапным выбросам, горным ударам, самовозгоранию; данные о вмещающих каждый рабочий пласт боковых породах — литологический состав, крепость и устойчивость, мощность непосредственной и основной кровли, газоносность.

При проектировании шахт за основу принимаются данные из геологических отчетов.

Основными графическими материалами для составления задания на проектирование являются сводные гипсометрические планы угольных пластов по месторождению или углепромышленному району с соответствующей геологической картой и геологическими разрезами. Эти материалы используются для установления полезной (общей) мощности рабочих пластов, структурно-тектонических условий залегания, литологического состава и физико-механических свойств вмещающих пород, гидрогеологических условий разработки месторождения. Газоносность пластов определяется по картам газоносности.

Геологические материалы должны содержать данные лабораторных исследований физико-механических свойств грунтов, пород и углей; планы прогноза устойчивости непосредственной кровли угольных пластов и обрушаемости основной кровли, устойчивости почвы пластов; сведения о трещиноватости пластов и углей, мощности слоев угленосных пород (особенно основной и непосредственной кровли); характеристику контактов между ними, а также другие данные, необходимые для проектирования технологии ведения горных работ и выбора механизации.

В геологических отчетах должна представляться полная характеристика состава и свойств подземных и поверхностных вод, предложения по их сбросу, очистке и использованию с учетом охраны окружающей природной среды.

Данные геологоразведочных работ должны обеспечивать получение необходимой информации для характеристики природной газоносности пластов угля и вмещающих пород, прогноза ожидаемой газообильности горных выработок и осуществления дегазации. Прогнозируемые зоны выбросоопасности угольных пластов должны быть показаны на гипсометрических планах и картах прогноза газоносности.

При приемке геологических материалов проектировщики обязаны оценивать:

- изученность горно-геологических условий эксплуатации и, в частности, наличие данных о частоте проявления и ориентировке тектонических нарушений, их влиянии на условия разработки угольных пластов и полноту выемки запасов;

- наличие прогноза газоносности, выбросоопасности и проявления горных ударов:

- изученность гидрогеологических условий по водоносным горизонтам, минерализацию вод и возможность их вредного влияния на горношахтное оборудование, крепление горных выработок и окружающую среду, наличие расчетов водопритоков согласно существующим требованиям;

- изученность качества углей и их технологических свойств, наличие данных о полезных и вредных (сера, ртуть, мышьяк, бериллий) компонентах в углях и рекомендаций по их извлечению или обезвреживанию;

- полноту материалов геологических отчетов и достоверность данных, необходимых для составления технического проекта.

Наиболее важная часть данных связана с горно-геологической и пространственной информацией, характеризующей условия залегания запасов угля в шахтном поле. Выполнение по существу всех разделов технического проекта производится в непосредственной зависимости от горно-геологических и пространственных условий месторождения, характеристик шахтного поля, элементов залегания угольных пластов, свойств угля и вмещающих пород. Большая часть проектных задач базируется на информации геологической части проекта: при определении мощности шахты используются сведения о распределении и общем объеме запасов в шахтном поле, мощности, углах падения, нарушенности, взаимном расположении и газоносности угольных пластов, о глубине залегания запасов и др. Те же сведения привлекаются и при обосновании схем вскрытия шахтного поля, подготовки и порядка отработки угольных пластов, при определении параметров систем разработки и выборе средств механизации производственных процессов и т. д. Поэтому данные геологической части должны быть в наибольшей степени достоверными. Неточные сведения повлекут за собой не

верные проектные решения по многим элементам технологической схемы шахты, приведут к экономическому ущербу.

Опыт проектирования и последующей работы шахт свидетельствует, что наиболее часто ошибки допускаются при прогнозе газоносности пластов, которая, как правило, занижается при оценке местоположений тектонических нарушений, мощности пластов и гипсометрии их почвы и кровли, свойств вмещающих пород. Следствием неточной оценки горно-геологических условий является то, что предусмотренные проектом средства механизации очистных работ (например, механизированные комплексы), транспорта, проведения выработок в процессе эксплуатации шахт реализовать не удастся. Не достигаются запроектированные нагрузки на очистные забои и угольные пласты, уровень концентрации горных работ. Нередко не подтверждаются запасы по площади и по глубине шахтного поля. Кроме количественной оценки запасов угля, петрографического состава оцениваются зольность, влажность, содержание серы, фосфора, выход летучих веществ, теплотворная способность, устанавливаются водоносные горизонты, химические свойства подземных вод. Особого внимания заслуживает информация о склонности углей к пылеобразованию и самовозгоранию, силикозоопасности горных пород, о газоносности месторождения и пр.

Дополнительным источником геологической информации может служить опыт работы шахт на соседних участках месторождения. Выявленные закономерности изменения мощности, углов падения, газоносности, нарушенности и т. д. на отработанном участке месторождения или части шахтного поля переносятся на проектируемую шахту. Для определения законов распределения исходных горно-геологических характеристик (мощность, газоносность, нарушенность угольных пластов) необходимо большое число статистических данных, которые пока можно получить лишь на действующих шахтах. Отдельные участки шахтного поля, условия которых должны быть выявлены особенно точно, подвергаются дополнительной детальной разведке бурением скважин, что, естественно, удорожает подготовку запасов к разработке.

При изучении и подготовке информации для проектирования и моделирования целесообразно единообразие в обозначении и количественном измерении исходных горно-геологических, технических и экономических данных. В дальнейшем принимаются за основу обозначения, использованные в традиционной литературе по проектированию, технологии [10, 42, 50] и экономико-математическому моделированию [20, 31, 60].

Основные горно-геологические характеристики, их обозначения, единицы измерения и область применения сведены в табл. IV.1.

Приведенные в таблице данные являются основными. Без этих данных невозможно решение наиболее важных задач проектирования и моделирования, определение качественных и количественных параметров шахт. Вместе с тем значительная часть дополнительных горно-геологических данных участвует в технических и экономических расчетах, определяя, таким образом, данные, информацию

Т а б л и ц а IV.1

Горно-геологические характеристики и единицы измерения	Условные обозначения	Область применения при проектировании и моделировании
Число рабочих пластов в шахтном поле	$n_{пл.р}$	Определение промышленных запасов, мощности шахты, схемы вскрытия и подготовки пластов, схемы транспорта, вентиляции, энергоснабжения и др.
Мощность пластов, м	$m_{пл.г}$	Определение запасов шахтного поля, нагрузки на очистные забои, производительности труда, расчет вентиляции, выбор очистного оборудования и др.
Мощность пластов средняя, м	$m_{пл.ср}$	Определение запасов, нагрузки на очистной забой, расчет вентиляции и др.
Плотность угля, Н/м ³	γ_i	Определение запасов, мощности шахты, нагрузки на очистной забой, выхода угля при проведении горных выработок, расчет транспорта, подъема и др. Расчет норм выработки
Угол падения пластов, градус	α_i	Определение схем вскрытия и подготовки пластов, длины горных выработок, выбора средств транспорта, выбора средств механизации очистных работ и пр.
Газоносность угольных пластов, м ³ /т: природная остаточная	X_i $X_{ост\ i}$	Определение нагрузки на очистной забой, сечений горных выработок, расчет количества воздуха для проветривания, выбор схемы, средств вентиляции, порядка отработки шахтного поля
Сопротивляемость угля разрушению, Н/см ²	$\bar{A}_{pi}$	Выбор средств выемки угля, определение скорости подачи комбайна, толщины стружки струга, нагрузки на очистной забой, расчет размеров предохранительных целиков и др.
Марка угля	M_y	Определение цены угля, схемы углепотоков подземных и на поверхности, назначения потребителя и др.
Зольность угля, %	A_i^c	То же
Теплотворная способность, Дж/кг	Q_i^T	Определение цены угля, эффективности технологии и способа выемки, выбор средств транспорта и др.
Устойчивость вмещающих пород (допустимая площадь обнажения кровли), м	$F_{обн\ i}$	Выбор средств крепления и управления кровлей
Коэффициент крепости пород	f_p	Определение способа и скорости проведения горных выработок, расчет затрат на проведение горных выработок
Коэффициент крепости угля	f_y	Выбор способа выемки, расчет скорости подачи выемочной машины, глубин строгания и отжима
Вертикальное расстояние от поверхности до верхней границы шахтного поля, м	$H_{в.г}$	Выбор способа и схемы вскрытия шахтного поля, вида подъема, схемы вентиляции, определение объема и стоимости горных работ на вскрытие шахтного поля

Горно-геологические характеристики и единицы измерения	Условные обозначения	Область применения при проектировании и моделировании
Глубина расположения нижней границы шахтного поля, м	$H_{н.г}$	Выбор способа и схемы вскрытия, вида подъема, схемы вентиляции, расчет подъема, водоотлива, определение объема и стоимости горных работ и др.
Расстояние между угольными пластами, м	$h_{1-2};$ $h_{2-3};$ $h_{(i-1)-i}$	Выбор способа вскрытия угольных пластов, расчет объемов горных работ, построение графика отработки, выбор способа управления кровлей, способов охраны горных выработок, расчет метановыделения и т. д.
Размер шахтного поля по простиранию, м	$S_{ш.п}$	Определение запасов, выбор схемы вскрытия и отработки шахтного поля, подготовки пластов, вентиляции, транспорта, расчет объемов горных выработок
Размер шахтного поля по падению, м	$H_{ш.п}$	То же
Нарушенность запасов угля (отношение площади нарушений к площади запасов), $m^2/100 m^2$	$k_{нар}$	Расчет нагрузки на очистной забой, выбор средств механизации очистных работ
Относительная водообильность, $m^3/т$ суточной добычи	$W_{в}$	Расчет водоотлива и стоимости водоотлива, выбор схемы подготовки и системы разработки
Балансовые запасы угля шахтного поля, млн. т	$Q_{бал}$	Расчет мощности шахты и срока службы
Промышленные запасы угля шахтного поля, млн. т	$Z_{пр}$	То же

других видов (трещиноватость угля, обводненность покрывающих запасы пород, толщина породных прослоек в угольных пластах и др.).

Надежная горно-геологическая информация позволяет не только построить рациональную технологическую схему шахты — технологически увязанное и согласованное в пространстве и во времени расположение горных выработок и средств механизации производственных процессов, обеспечивающих эффективную разработку угля, но и достоверно определить необходимые объемы капиталовложений и технико-экономические показатели эффективности производства.

IV.2. УСТАНОВЛЕНИЕ КОМПЛЕКСА ПРОИЗВОДСТВЕННО-ТЕХНИЧЕСКОЙ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ ИНФОРМАЦИИ

Производственно-техническая информация, обеспечивающая моделирование и проектирование шахты, является, несомненно, наиболее обширной. Параметры схем вскрытия, подготовки, вентиля-

ции и транспорта, параметры шахты и очистных забоев, технологического комплекса на поверхности и системы энергоснабжения, сечения горных выработок и параметры горных машин, нормы технологического проектирования и правила безопасности — все это входит в массив производственно-технической информации.

Информация о технических условиях должна содержать данные о прогнозируемых для применения на будущем предприятии средствах механизации и автоматизации всех производственных процессов, а также различные нормативные и директивные решения и показатели, предписывающие однозначный выбор отдельных технических и технологических решений (способы защиты от опасных проявлений природных факторов, коэффициенты резерва пропускной способности транспортных звеньев шахты, схемы проветривания и нормы утечки воздуха, предельная общешахтная депрессия, способы охраны и поддержания выработок и т. п.).

Источником информации о технических условиях являются данные о прогнозе развития техники и технологии подземной добычи угля на перспективу, различные каталоги и справочные материалы, директивные документы (правила безопасности и правила технической эксплуатации шахт, нормы технологического проектирования, нормировочники и т. п.).

Значительная группа исходных данных имеет нормативный характер, часть их представляется постоянными коэффициентами или переменными величинами (табл. IV.2)

Вряд ли целесообразно сводить в таблицы все данные производственно-технического плана, которые используются при проектировании и моделировании шахты. Таких данных чрезвычайно много. К одним данным приходится обращаться, решая большой круг вопросов и задач, к другим — лишь при решении специфических задач. Первое обстоятельство делает нежелательной классификацию информации по назначению и области применения, второе, наоборот, требует такую классификацию.

Однако, учитывая организацию раздельного выполнения проекта разными группами проектировщиков (технологи, механики, электрики, экономисты и др.), следует делить информацию по функциональному применению: проектирование «очистных работ», «проведения выработок», «подземного транспорта», «вентиляции», «организации строительства» и др. В этих условиях необходимо придерживаться одинаковых обозначений, изображений, единиц измерения.

Часть данных является исходной на начало проектирования. Другая часть формируется в ходе проектирования, когда результаты решения одних задач проектирования служат исходными данными при решении других. Приведенные выше исходные условия необходимы при оптимизации решений также в проектах новых горизонтов и реконструкции шахт. Вместе с тем номенклатура условий в этом случае отличается большим, чем для новых шахт, разнообразием в связи с необходимостью учета сложившихся на шахте к моменту ее реконструкции или углубки производст-

Т а б л и ц а IV.2

Производственно-технические данные и единицы измерения	Условные обозначения	Область применения при проектировании и моделировании
Число рабочих дней в году	$N_{p.d}$	Определение мощности шахты, годового подвигания очистных забоев и нагрузки на очистной забой
Число смен по добыче угля	$n_{см}$	Определение нагрузки на очистные забои, скорости проведения выработок, производительности транспорта, подъема, технологического комплекса на поверхности
Продолжительность смены, ч	$T_{см}$	Определение нагрузки на очистной забой, технологических узлов шахты, расчет скорости проведения горных выработок, производительности транспорта, технологического комплекса на поверхности
Расчетное время работы подъема, ч	$T_{под.р}$	Определение пропускной способности подъема
Расчетное время работы водоотлива, ч	$T_{вод.р}$	Определение производительности водоотливных установок и устройств
Допустимая правилами безопасности (ПБ) скорость движения воздуха по лаве и по горным выработкам, м/с	$v_{в.л.}, v_{в.г.в.}$	Расчет вентиляции, определение сечений горных выработок и нагрузки на очистной забой, пласт, крыло, блок и др.
Допустимая ПБ концентрация метана в исходящей струе лавы, %	d_l	Определение количества воздуха, подаваемого в лаву, длины лавы, нагрузки на забой, выбор схемы проветривания лавы
Допустимая ПБ концентрация метана в исходящей струе шахты, %	$d_{ш}$	Определение количества воздуха, подаваемого в шахту
Общешахтный коэффициент резерва воздуха	$k_{р.в.}$	То же
Допустимая ПБ депрессия шахты, мм вод. ст.	$h_{ш}$	Расчет вентиляции, выбор вентилятора и определение сечений горных выработок
Коэффициент аэродинамического сопротивления лавы, горных выработок, $\frac{H \cdot c^2}{M^4}$	$\alpha_l, \alpha_{г.в.}$	Определение депрессии шахты, выбор вентилятора, расчет сечений горных выработок
Коэффициент, учитывающий утечки воздуха в вентиляционной сети	$k_{ут}$	Расчет количества воздуха, подаваемого для проветривания забоев, выбор схемы проветривания, расчет нагрузки на очистные забои
Подача вентилятора главного проветривания, м ³ /мин	$Q_{в.г.п}$	Проектирование вентиляторной установки и расчет вентиляции
Напор (депрессия) вентилятора главного проветривания, мм вод. ст.	$h_{в.г.п}$	То же
Высота подъема, водоотлива, м	$h_{под}, h_{вод}$	Расчет подъемной установки, водоотливной установки

Производственно-технические данные и единицы измерения	Условные обозначения	Область применения при проектировании и моделировании
Подача подъемной машины, т/ч	$Q_{\text{под-м}}$	Расчет подъема и определение мощности шахты
Подача насоса, м³/ч	$Q_{\text{нас.}}$	Расчет водоотлива
Скорость подачи комбайна, струга, м/мин (м/с)	$V_{\text{п.к.}}, v_{\text{стр}}$	Определение нагрузки на очистной забой и скорости подвигания очистного забоя
Ширина захвата (толщина строгания) рабочего органа выемочной машины, м	$B_{\text{комб.}}, B_{\text{стр}}$	То же
Площадь поперечного сечения лавы, м²	$F_{\text{л}}$	Расчет скорости движения воздуха по лаве
Время на подготовительно-заключительные операции в лаве за смену, мин	$t_{\text{ид}}$	Расчет длины лавы, нагрузки на очистной забой и скорости подвигания очистного забоя
Время на концевые операции, мин	$t_{\text{к.о}}$	То же
Время на замену зубков (резцов), мин	$t_{\text{з.з}}$	»
Удельный расход зубков (резцов), шт/т	$Z_{\text{з}}$	»
Коэффициент готовности выемочного оборудования в лаве	$k_{\text{г.к}}$	*
Коэффициент готовности лавы	$k_{\text{г.л}}$	»
Производительность проходческого комбайна (скорость проведения выработки), м/ч	$v_{\text{пр.к.}}, v_{\text{пр.г.в}}$	Расчет скорости проведения горных выработок
Производительность погрузочной машины, т/ч	$Q_{\text{погр-м}}$	То же
Габаритные параметры горных машин, м	$l_{\text{г.м.}}, h_{\text{г.м.}}, b_{\text{г.м.}}$	Определение объемов горных работ по установке и размещению машин и механизмов
Мощность шахты, млн. т/год	$A_{\text{ш.г}}$	Выбор технологической схемы, расчет вентиляции, транспорта, подъема, погрузочных установок, определение числа очистных забоев, затрат капитальных и эксплуатационных
Нагрузка на очистной забой, т/сут	$A_{\text{о.з.с}}$	Расчет параметров горных работ, вентиляции и транспорта, определение сечений горных выработок
Размер блока, панели, этажа, крыла по простиранию и по падению, м	$S_{\text{бл.}}, S_{\text{пан.}}, S_{\text{эт.}}, S_{\text{кр.}}, H_{\text{бл.}}, H_{\text{пан.}}, h_{\text{эт}}$	Определение запасов, блока, панели, этажа, крыла, длины горных выработок и срока их службы, расчет вентиляции и транспорта, определение затрат по проведению и поддержанию выработок
Длина лавы, м	$l_{\text{л}}$	Определение запасов выемочного участка, нагрузки на очистной забой, скорости подвигания очистного забоя, выбора очистного оборудования

Производственно-технические данные и единицы измерения	Условные обозначения	Область применения при проектировании и моделировании
Скорость подвигания очистного забоя, м/сут	$v_{оч.з}$	Определение нагрузки на очистной забой, срока службы выемочных выработок, расчет проветривания
Число действующих очистных забоев в шахтном поле, блоке, панели, этаже, крыле	$n_{оч.з.р}$	Расчет мощности шахты, нагрузки на блок, панель, этаж, крыло, определение сечений горных выработок, расчет вентиляции и транспорта
Число блоков, панелей, этажей, крыльев, горизонтов в шахтном поле	$n_{бл.}, n_{пан.}, n_{эт.р.}, n_{кр.}, n_{гор}$	Определение схемы горных работ, объемов горных выработок, схемы вентиляции, транспорта, срока службы горных выработок
Число блоков, панелей, этажей, крыльев, горизонтов, находящихся в одновременной работе	$n_{бл.р.}, n_{пан.р.}, n_{эт.р.}, n_{кр.р.}, n_{гор.р.}$	Определение мощности шахты, расчет вентиляции, транспорта, определение сечений горных выработок, срока службы капитальных выработок и шахты
Длина горной выработки, м	$L_{г.в}$	Определение объемов горных выработок, срока службы, стоимости
Площадь поперечного сечения горной выработки, м ²	$F_{г.в}$	Определение объемов и стоимости горных выработок, расчет вентиляции и транспорта
Число шахтных стволов	$n_{ств}$	Расчет вентиляции, подъема, определение схемы технологического комплекса на поверхности
и т. д.		

венно-технических и экономических условий, характеризующихся: ограниченностью общих размеров шахтного поля по простиранию и вкрест простирания, многочисленными дополнительными размерами оставшихся участков запасов, горизонтов, панелей, этажей и пр.;

выбранным ранее местом расположения промышленной площадки, сведениями об отдельных элементах технологического комплекса на поверхности и коммуникациях;

наличием на шахте стационарного оборудования и других объектов с большим остаточным сроком службы, которые могут быть использованы после реконструкции;

фиксированным положением главных вскрывающих выработок (стволов, квершлаг, шурфы);

наличием сложившихся связей между шахтой и потребителями угля.

При проектировании реконструкции действующей шахты учитываются глубина работ на действующем горизонте и глубина разведанных запасов угля; технические границы и размеры шахтного поля по простиранию и по падению; техническая характеристика и производительность действующих стволов; координаты и схема их взаимного расположения в шахтном поле; характеристика и степень физического и морального износа объектов технологического

комплекса на поверхности; схема развития железнодорожных путей; фактическая добыча шахты на момент реконструкции.

Источником данных о дополнительных технических условиях реконструируемых шахт является отчет, составляемый проектной организацией совместно с заказчиком проекта. В нем должен быть сделан подробный анализ применяемых на шахте технических средств и технологических процессов, а также технико-экономических показателей, достигнутых на момент реконструкции.

Данные о стоимости основных производственных фондов шахты принимаются по бухгалтерской отчетности с учетом их переоценки и восстановительной стоимости.

В связи с огромным количеством информации, многократно используемой в решении тех или иных задач проектирования шахты, чрезвычайно важно создать такую систему хранения, пополнения и обновления проектной информации, которая обеспечит достаточную полноту данных и удобство пользования ими.

IV.3. УСТАНОВЛЕНИЕ КОМПЛЕКСА СОЦИАЛЬНО-ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ИНФОРМАЦИИ ДЛЯ МОДЕЛИРОВАНИЯ И ПРОЕКТИРОВАНИЯ ШАХТ. СТОИМОСТНЫЕ ПАРАМЕТРЫ

Комплекс социально-экономической информации включает сведения, характеризующие величину трудовых, материальных, энергетических ресурсов на шахте, эффективность их использования и нормативы расходования. Сюда следует относить данные о режиме работы шахты, средней заработной плате, коэффициентах сравнительной экономической эффективности, цене угля, нормах расходования времени, энергии, материалов.

Партия и правительство постоянно проявляют заботу об улучшении социальных условий труда и быта шахтеров. Ярким свидетельством этого являются принятые ЦК КПСС и Советом Министров СССР постановления о предоставлении дополнительных льгот работникам угольных и сланцевых шахт, шахтостроительных организаций (1976 г.) и о повышении тарифных ставок и должностных окладов работникам и служащим угольной промышленности (1981 г.). В соответствии с этими постановлениями в настоящее время установлен следующий режим работы шахт, очистных и подготовительных забоев.

Число рабочих дней в году принято 300; число рабочих смен по добыче угля в сутки — три; продолжительность рабочей смены на подземных работах для шахт с особо вредными и тяжелыми условиями труда — 6 ч и для остальных шахт — 7 ч; продолжительность рабочей смены на поверхности — 8 ч.

В очистных забоях на шахтах с особо вредными и тяжелыми условиями труда установлен следующий. (Режим рабочих смен: при разработке пластов, не опасных по внезапным выбросам,

а также при работе в невыбросоопасных зонах, определенных прогнозом, пластов опасных — три добычных и одна ремонтно-подготовительная; при разработке пластов, опасных по внезапным выбросам, а также крутого и крутонаклонного падения, требующих мероприятий по пылеподавлению, — две добычных, одна для проведения специальных мероприятий и одна ремонтно-подготовительная.

На шахтах с обычными условиями труда установлен суточный режим работы очистных забоев с двумя добычными и одной ремонтно-подготовительной сменами.

В подготовительных забоях шахт с особо вредными и тяжелыми условиями труда установлены три смены (по 6 ч) непосредственно по проведению выработки и одна для осуществления специальных мероприятий и ремонтно-подготовительных работ. Для подготовительных забоев, совмещенных с очистными забоями, число смен по проведению выработок должно определяться расчетом.

В подготовительных забоях на шахтах с обычными условиями труда все три смены по 7 ч должны быть заняты на проведении выработки.

В соответствии с Основными направлениями экономического и социального развития СССР на 1981—1985 гг. и на период до 1990 года, принятыми на XXVI съезде КПСС, и в целях закрепления их материального благосостояния, усиления стимулирующей роли заработной платы в повышении эффективности производства с 1982 г. в основных угольных бассейнах увеличены на 18—27 % тарифные ставки и должностные оклады работников шахт и шахтостроительных организаций. Усиlena дифференциация тарифных ставок рабочих в зависимости от условий труда. В частности, на подземных работах с особо вредными и тяжелыми условиями труда тарифные ставки приняты более высокие (20 %), чем на работах с обычными условиями труда.

При моделировании наиболее значительную часть социально-экономических данных составляют стоимостные показатели на осуществление горно-строительных и монтажных работ, приобретение оборудования, осуществление производственных процессов и др.

Стоимостные показатели принадлежат к числу важнейших элементов информационного обеспечения задач оптимального проектирования шахт и являются основой для любых технико-экономических расчетов. Под стоимостными показателями подразумеваются укрупненные измерители стоимости отдельных видов работ на угольной шахте, отнесенные к какой-либо единице объема работ. В качестве такой единицы выступают площадь поперечного сечения или объем выработки (m^2 , m^3), масса добываемого угля (т), время (сут, год) и др. При известных значениях объема работ и стоимостного показателя легко подсчитываются (моделируются) суммарные затраты на производство работ в течение какого-либо периода времени.

К стоимостным показателям предъявляют требования простоты, динамичности и надежности, они должны обеспечивать необходимую точность определения затрат в различных вариантах проектов и возможность детального анализа результатов расчетов.

Надежность обеспечивается тем, что значения показателей должны определяться при условии использования прогрессивной техники и организации выполнения работ, применения научно обоснованных норм расходования материалов, энергии и др.

Точность стоимостных показателей достигается полнотой учета элементов затрат, учета факторов, влияющих на затраты, а также соответствием расчетных условий тем реальным горно-техническим условиям, при которых производятся конкретные работы. В этом смысле не всегда точность следует из сложности структурной формулы стоимостных показателей. При неопределенности включаемых в выражение стоимостного показателя аргументов точность его может снижаться именно из-за увеличения числа таких аргументов (факторов).

Динамичность стоимостных показателей связана с их структурой и формой задания числовых значений входящим в формулу аргументам. Следует стремиться находить аналитическую форму стоимостного показателя, отражающую зависимость затрат от основных параметров объекта или процесса посредством коэффициентов, значения которых целесообразно табулировать (объединять в таблицы). Это дает возможность легко обновлять их значения, обеспечивая со временем требуемую точность и надежность, учитывать технический прогресс в выполнении работ. Стоимостные показатели, имеющие статистическую природу, форму корреляционных зависимостей, в меньшей степени обеспечивают динамичность, надежность и точность.

Простота обеспечивается характером зависимостей, связывающих целевую функцию (затраты) с аргументами-факторами, влияющими на уровень функции. Круг учитываемых аргументов-факторов не должен быть столь большим, чтобы не сделать стоимостные показатели трудноиспользуемыми.

Обычно стоимостные показатели выражаются функциональными зависимостями удельных затрат на производство данного вида работ от исходных условий и оптимизируемых переменных. Их разработка требует проведения трудоемкой исследовательской и расчетной работы. При этом используются методы математической статистики, прямых расчетов, деления расходов на группы. В качестве исходных данных при статистическом анализе используются единичные расценки на горные работы, результаты калькуляционных расчетов, фактические сведения шахт о затратах на ремонт и поддержание выработок и др. Стоимостные показатели должны перманентно корректироваться в соответствии с изменениями влияющих исходных факторов.

Проектными институтами угольной промышленности разработаны для основных угольных бассейнов укрупненные показатели стоимости строительства предприятий отрасли. В сборниках при-

ведены данные о капитальных затратах по главам смет на промышленное строительство, которые могут быть использованы в оптимизационных расчетах.

В последние годы Центрогипрошахтом и Южгипрошахтом разработаны стоимостные показатели капитальных и эксплуатационных затрат для шахт Донбасса [44]. В основу этой работы положена статистическая обработка данных смет по проектам 24 шахт Донбасса, выполненным в 1971—1980 гг., а также прямые проектные расчеты. Капитальные затраты определены по видам работ: строительные (20 % всех капитальных затрат), горные (45—57 %), монтажные (около 10 %), приобретение оборудования (около 15 %) и другие работы (7,5 %). При строительстве шахты удельный вес капитальных затрат на вскрытие шахтного поля составляет около 25 %, на подготовку шахтного поля и линии очистных забоев — около 40 %, на подземный транспорт — около 10 %.

Затраты на проведение горных выработок в период строительства шахты:

$$K_r = 1,34 \left(1 + \frac{K_{\text{ош}}}{100} \right) K_{\text{пр}}^r, \text{ тыс. руб.}, \quad (\text{IV.1})$$

где $K_{\text{ош}}$ — коэффициент общешахтных расходов, зависящий от вида выработки и района строительства, %; $K_{\text{пр}}^r$ — прямые затраты на проведение выработки, тыс. руб.

Затраты на приобретение оборудования приняты в соответствии с оптовыми ценами, а в затратах на монтаж оборудования учтены основная заработная плата рабочих, расходы на эксплуатацию монтажных машин, стоимость материалов и плановые накопления.

Эксплуатационные затраты на добычу угля рассчитаны для каждого производственного процесса (проведение выработок, очистные работы, подземный транспорт и др.) по элементам затрат, в том числе заработной плате с начислениями, электроэнергии, амортизационным начислениям, материалам и топливу.

Сборник Центрогипрошахта включает 34 стоимостных показателя, в частности, проведение капитальных и подготовительных выработок; поддержание выработок; очистные работы; подземный транспорт; подъем; транспорт и отвалообразование породы; комплексная автоматизация и управление технологическими процессами; закладочное хозяйство; водоотлив; вентиляция; дегазация; охлаждение шахтного воздуха; мастерские и склады; объекты тепловой энергии; электроснабжение; водоснабжение; административно-бытовой комбинат; условно-постоянный штат трудящихся и др.

Стоимостные показатели приведены в виде аналитических зависимостей элементов затрат от влияющих горно-геологических и горнотехнических факторов. Капитальные затраты исчисляются в абсолютном выражении; эксплуатационные затраты приведены в расчете на полный объем работ в течение года.

IV.4. КОНСТРУИРОВАНИЕ ПРОЕКТНЫХ ВАРИАНТОВ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ШАХТЫ. ПРОИЗВОДНАЯ ИНФОРМАЦИЯ

При проектировании шахт наряду с исходной информацией используется большой объем производной информации, формируемой в ходе решения отдельных проектных задач. Взаимозависимость решения разных проектных задач требует единообразия производных данных как в обозначении, так и в измерении. Производная информация должна отвечать тем же требованиям, что и исходная. Надо отметить, что производная информация в решении одной задачи служит исходной для решения другой задачи. Так, газоносность угольных пластов является исходной информацией для расчета газообильности выемочного участка как производной информации. Газообильность выемочного участка служит исходной информацией для расчета сечений горных выработок. В свою очередь, сечения горных выработок являются исходной информацией для расчета затрат на проведение и поддержание горных выработок и т. д.

Значительное место в комплексе всей производной информации занимают принимаемые проектные решения, их оценки.

Разнообразие вариантов технологических схем шахты может быть создано изменением качественных и количественных параметров — способов и схем вскрытия, порядка отработки шахтного поля, схем подготовки, размеров элементов схемы вскрытия, подготовки, системы разработки, изменением средств механизации производственных процессов и т. д. (см. рис. III.15). Какими бы ни были горно-геологические условия и технические возможности разработки, в любом случае вариантов может быть создано много.

При конструировании вариантов технологических схем шахты следует различать общую постановку задачи и частную.

Общая постановка задачи допускает любую возможную конструкцию варианта технологической схемы как равновероятную и равноценную. Такая постановка приемлема на стадии изучения и анализа технологических схем.

Общая постановка задачи конструирования вариантов технологических схем предполагает равную возможность применения ряда теоретически существующих неодинаковых решений на любом элементе (уровне) технологической схемы как изолированно, так и в сочетании с неодинаковыми решениями по другим элементам (уровням). И только пространственная, технологическая и логическая несовместимость возможных решений одного элемента схемы с решениями другого элемента служит ограничением формирования варианта с участием этих несовместимых решений. Примером такого рода ограничений может служить несовместимость этажной схемы подготовки и системы разработки столбами по падению (восстанию) на пологих пластах; прямого порядка отработки для одного из одновременно разрабатываемых сближенных пластов и обратного порядка отработки для другого; решения отработки шахт-

ного поля по площади без деления на блоки и решения предусмотреть два блока в одновременной отработке и т. д.

Вопросы целесообразности, эффективности рассматриваемых решений, получающихся вариантов технологических схем в общей постановке задачи конструирования вариантов технологических схем не выступают как ограничения.

Частная постановка задачи допускает варианты решений на каждом элементе технологической схемы, а также их комбинации на всех элементах вместе — наиболее вероятные, наиболее целесообразные в конкретных условиях. Именно эта постановка характерна для практики проектирования. Опыт проектирования и практика эксплуатации действующих шахт, научно-исследовательские работы дают достаточную информацию для того, чтобы для конкретных условий указать совершенно нерациональные, неэкономичные варианты технологических схем разработки угольных пластов, невыгодные, непрогрессивные параметры шахты. Характерной особенностью частной постановки является то, что до конструирования альтернативных вариантов, как для отдельных элементов технологической схемы, так и для схемы в целом формулируются основные требования к ним. Эти требования носят конкретный технический, производственный и экономический смысл: например, выемка механизированными комплексами; уровень потерь угля не должен быть более 15 %; мощность шахты не должна быть менее 1,8 млн. т/год; протяженность поддерживаемых горных выработок должна быть не более 18 м на 1000 т годовой добычи; производительность труда должна быть выше 120 т/мес и т. д. Разумеется, эти общешахтные требования конкретизируются по отношению к соответствующему элементу технологической схемы: к способу и схеме вскрытия, схеме подготовки, транспорта и вентиляции, к системам разработки и средствам механизации производственных процессов.

В большей своей части работа по конструированию вариантов технологической схемы выполняется человеком и носит творческий, эвристический характер.

Рассмотрим частную постановку конструирования вариантов технологических схем на примере шахты, разрабатывающей свиту из пяти крутых ($\alpha = 60^\circ$) пластов средней мощности (рис. IV.1). Размеры шахтного поля ($S = 6000$ м, $H = 1200$ м), газоносность угольных пластов на глубине 400 м и более ($X_{\text{CH}_4} = 16$ м³/т запасов) таковы, что способ отработки пластов (мощностью $m_1 = 1,2$ м; $m_2 = 0,8$ м; $m_3 = 0,95$ м; $m_4 = 1,0$ м; $m_5 = 1,5$ м) по площади возможен как с делением, так и без деления шахтного поля на блоки, т. е. представляется в двух вариантах: $\{x_{\text{кач}}^1\} = (x_{\text{кач}1}^1; x_{\text{кач}2}^1)$. Эта запись обозначает: на I-м уровне блок-схемы вариантов по качественным параметрам множество разных решений включает два варианта $x_{\text{кач}1}^1$ и $x_{\text{кач}2}^1$.

При этом вариант с делением шахтного поля на блоки допускает размещение двух и трех блоков по простиранию: $\{x_{\text{кол}}^1\} =$

$= (x_{\text{кол}1}^1, x_{\text{кол}2}^1)$ и в одновременной разработке — 1, 2 или 3 блока: $\{x_{\text{кол}}^2\} = (x_{\text{кол}1}^2; x_{\text{кол}2}^2; x_{\text{кол}3}^2)$. Приведенная запись обозначает: на первом и втором уровнях блок-схемы по количественным параметрам множество разных вариантов представляется двумя ($x_{\text{кол}1}^1$ и $x_{\text{кол}2}^1$) и тремя ($x_{\text{кол}1}^2; x_{\text{кол}2}^2$ и $x_{\text{кол}3}^2$) решениями соответственно. Поскольку с принятием решения $x_{\text{кол}1}^1$ на первом уровне (т. е. шахтное поле делится на два блока) применение третьего решения на втором уровне по количественным параметрам $x_{\text{кол}3}^2$ (т. е. в одновременной разработке принимаются три блока) невозможно, то можно записать:

$$x_{\text{кол}1}^1 \wedge \bar{x}_{\text{кол}3}^2 \vee \bar{x}_{\text{кол}1}^1 \wedge x_{\text{кол}3}^2 \in (\text{решение}).$$

Эта запись обозначает, что вариант $x_{\text{кол}1}^1$ может быть принят в сочетании с любым вариантом из множества $\{x_{\text{кол}}^2\} = (x_{\text{кол}1}^2; x_{\text{кол}2}^2; x_{\text{кол}3}^2)$, кроме варианта $x_{\text{кол}3}^2$ (черта отрицания над аргументом). Точно так же данная запись утверждает возможность применения варианта $x_{\text{кол}3}^2$ на втором уровне с любым вариантом на первом уровне блок-схемы, за исключением варианта $x_{\text{кол}1}^1$ (черта отрицания над аргументом).

В связи с изменением числа блоков в шахтном поле по простиранию их размеры по простиранию также изменятся

$$S_{\text{бл}}^{\text{пр}} = \frac{S_{\text{ш. п}}}{n_{\text{бл}}^{\text{пр}}} = \frac{6000}{2(3)} = 3000 \text{ м, или } 2000 \text{ м.}$$

Способ отработки шахтного поля по глубине целесообразен лишь многогоризонтный: $\{x_{\text{кач}}^2\} = x_{\text{кач}1}^2$.

Шахтное поле может делиться на 4, 5, 6, 7, 8, 9, 10 горизонтов

$$\begin{aligned} n_{\text{гор}} \propto x_{\text{кол}}^3 : x_{\text{кол}1}^3 = 4; & \quad x_{\text{кол}2}^3 = 5; & \quad x_{\text{кол}3}^3 = 6; \\ x_{\text{кол}4}^3 = 7; & \quad x_{\text{кол}5}^3 = 8; & \quad x_{\text{кол}6}^3 = 9; & \quad x_{\text{кол}7}^3 = 10. \end{aligned}$$

Множество решений включает: $\{x_{\text{кол}}^3\} = (x_{\text{кол}1}^3; x_{\text{кол}2}^3; x_{\text{кол}3}^3; x_{\text{кол}4}^3; x_{\text{кол}5}^3; x_{\text{кол}6}^3; x_{\text{кол}7}^3)$.

Размеры горизонтов изменяются от 300 м (с делением этажа на подэтажи) до 120 м (без деления этажа на подэтажи): 300; 240; 200; 170; 150; 130; 120.

В одновременной работе могут находиться один или два горизонта $\{x_{\text{кол}}^4\} = (x_{\text{кол}1}^4; x_{\text{кол}2}^4)$. Однако при делении шахтного поля на 4 или 5 горизонтов, т. е. когда принимается вариант $x_{\text{кол}1}^3$ или $x_{\text{кол}2}^3$, их размеры по падению оказываются большими: $H_{\text{гор}} = 300 \text{ м, } 240 \text{ м.}$ В этом случае одновременно разрабатывать два горизонта, т. е. принимать вариант $x_{\text{кол}2}^4$, нецелесообразно. Можно записать:

$$(x_{\text{кол}1}^3; x_{\text{кол}2}^3) \wedge \bar{x}_{\text{кол}2}^4 \vee \overline{(x_{\text{кол}1}^3; x_{\text{кол}2}^3)} \wedge x_{\text{кол}2}^4 \in (\text{решение}).$$

Горно-геологические условия

$H_{ср.взв} = 500 \text{ м}; H_{взр} = 80 \text{ м}$
 $Z_{пр} = 48,3 \text{ млн. т.}; q_{сн4} = 16 \text{ м}^3/\text{т}$
 $n_{пл} = 5; m_1 = 1,2 \text{ м}; m_2 = 0,8 \text{ м}$
 $m_3 = 0,95 \text{ м}; m_4 = 1,0 \text{ м}; m_5 = 1,5 \text{ м}$
 $\alpha = 60^\circ; h_{1-2} = 30 \text{ м}; h_{2-3} = 100 \text{ м}$
 $h_{3-4} = 20 \text{ м}; h_{4-5} = 50 \text{ м}$
 $H_{ш.п} = 1200 \text{ м}; S_{ш.п} = 6000 \text{ м}$

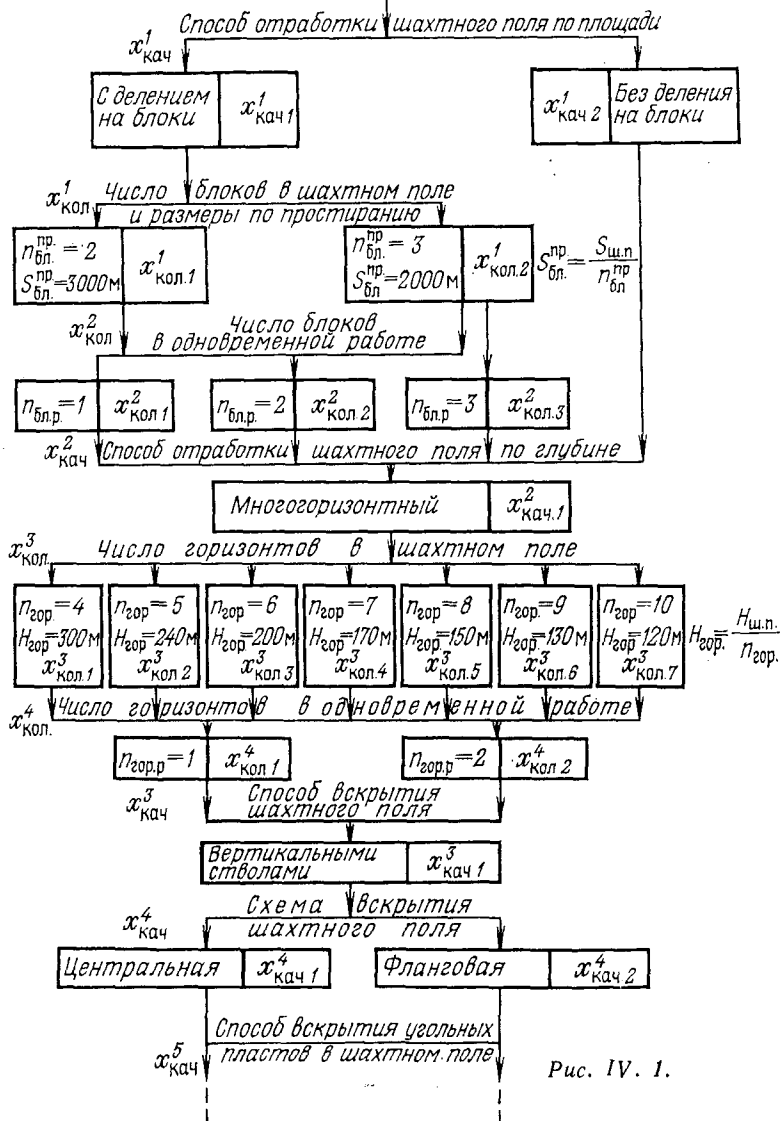
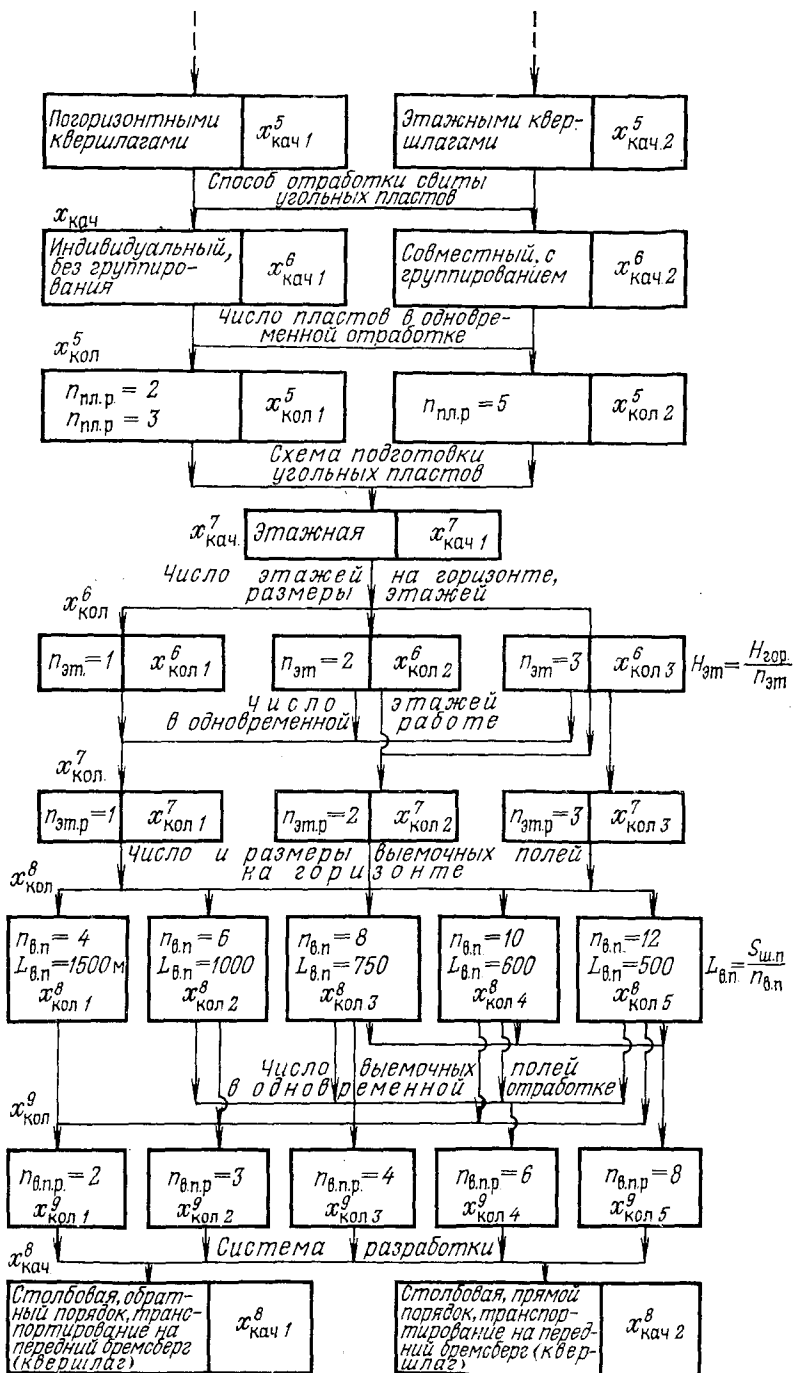
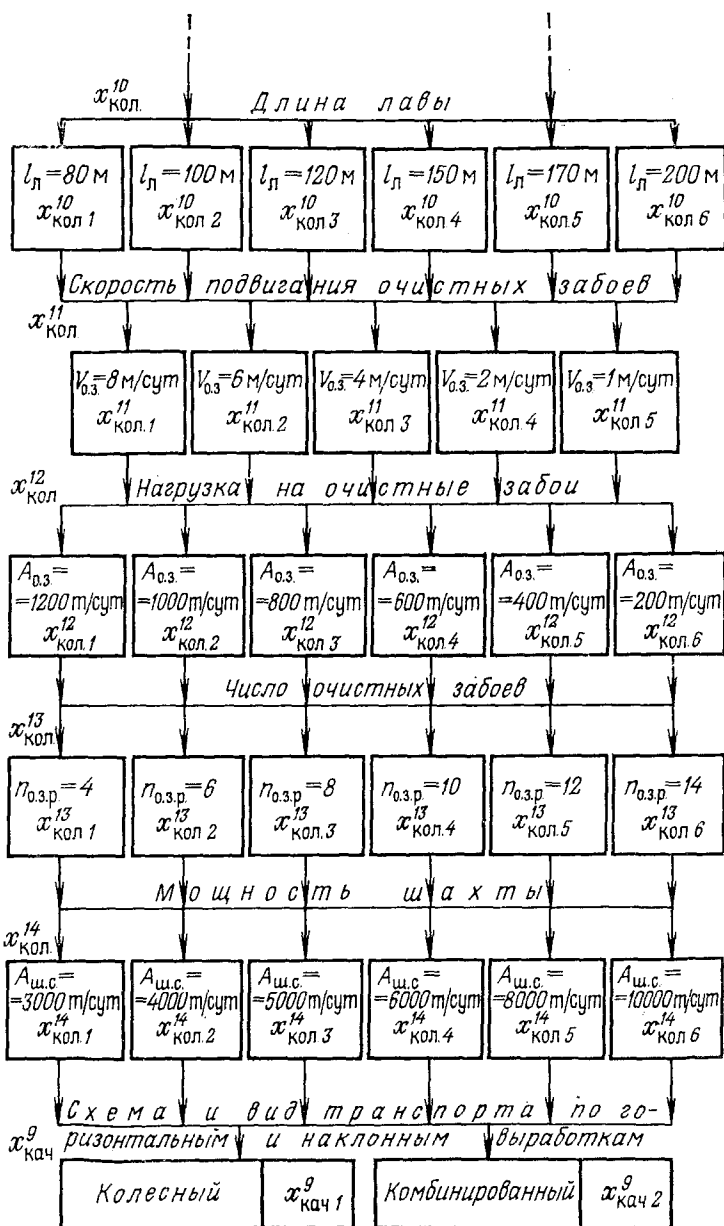


Рис. IV. 1.





$$l_{\text{л}} = \frac{H_{\text{гор}}}{\pi_{\text{зм}} \cdot \pi_{\text{подзм}}} ; A_{\text{о.з.}} = l_{\text{л}} \cdot V_{\text{о.з.}} \cdot m \cdot \gamma \cdot c ; A_{\text{ш.с.}} = n_{\text{о.з.р.}} \cdot A_{\text{о.з.}}$$

Рис. IV.1. Блок-схема конструирования вариантов разработки пластов крутого падения

Способ вскрытия шахтного поля целесообразен лишь вертикальными стволами. Наклонные стволы с углом наклона, равным углу падения пласта, не обеспечат достаточную производительность подъема угля (наклонный скиповой подъем). Наклонные стволы с углом наклона до 20° (конвейерный транспорт) конструктивно не увязываются с многогоризонтным способом отработки шахтного поля при крутом падении пластов. Таким образом, можно записать:

$$\{x_{\text{кач}}^3\} = x_{\text{кач}1}^3.$$

Схема вскрытия шахтного поля (схема расположения стволов) для варианта блоковой отработки может быть принята в двух вариантах: центральная или фланговая $\{x_{\text{кач}}^4\} = (x_{\text{кач}1}^4; x_{\text{кач}2}^4)$. Для варианта отработки шахтного поля без деления шахтного поля на блоки целесообразна фланговая схема $\{x_{\text{кач}}^4\} = x_{\text{кач}2}^4$. Центральная схема в этом случае связана с обратноточным движением воздуха на расстояние до 8000 м, что связано как с большой депрессией, утечками воздуха, так и с необходимостью поддерживать вентиляционный групповой штрек на всю длину полный срок службы горизонта, т. е.

$$x_{\text{кач}2}^1 \wedge \overline{x_{\text{кач}1}^4} \vee \overline{x_{\text{кач}2}^1} \wedge x_{\text{кач}1}^4 \in (\text{решение}).$$

Из-за возможных потерь угля стволы в любом случае нецелесообразно располагать в пределах свиты пластов. Поэтому единственным вариантом в данных условиях может быть расположение стволов в лежащем боку свиты пластов.

Вскрытие угольных пластов при многогоризонтном способе отработки шахтного поля может быть выполнено погоризонтными или этажным квершлагами:

$$\{x_{\text{кач}}^5\} = (x_{\text{кач}1}^5; x_{\text{кач}2}^5).$$

Близко расположенные угольные пласты делают целесообразным как индивидуальный способ отработки пластов, так и совместный с группированием:

$$\{x_{\text{кач}}^6\} = (x_{\text{кач}1}^6; x_{\text{кач}2}^6).$$

При этом в одновременной работе можно принять 2 и 3 пласта (как первый вариант $x_{\text{кол}1}^5$) и все пять пластов (как второй вариант $x_{\text{кол}2}^5$):

$$\{x_{\text{кол}}^5\} = (x_{\text{кол}1}^5; x_{\text{кол}2}^5).$$

Схема подготовки предусматривается этажная: $\{x_{\text{кач}}^7\} = x_{\text{кач}1}^7$. Может быть предусмотрено: один, два или три этажа на горизонте (подэтажа в этаже), $\{x_{\text{кол}}^6\} = (x_{\text{кол}1}^6; x_{\text{кол}2}^6; x_{\text{кол}3}^6)$. Здесь необходимо зафиксировать рациональные и нерациональные сочетания ранее принятых решений с принимаемыми на 6-м уровне в блок-схеме вариантов по количественным параметрам. В силу большой высоты горизонтов при их числе, равном 4, 5, 6, 7, ва-

риант одного этажа (без деления на подэтажи) на горизонте в этих случаях технически затруднен. То есть:

$$(x_{\text{кол}1}^3; x_{\text{кол}2}^3; x_{\text{кол}3}^3; x_{\text{кол}4}^3) \wedge \overline{x_{\text{кол}1}^6} \vee \\ \vee (\overline{x_{\text{кол}1}^3; x_{\text{кол}2}^3; x_{\text{кол}3}^3; x_{\text{кол}4}^3}) \wedge x_{\text{кол}1}^6 \in (\text{решение}).$$

С другой стороны, вариант деления горизонта на два или три этажа ($x_{\text{кол}2}^6; x_{\text{кол}3}^6$) нерационален при числе горизонтов в шахтном поле 8, 9, 10, так как размер горизонтов оказывается 150, 130 и 120 м, а этажей ≤ 75 м.

Можно записать, что

$$(x_{\text{кол}5}^3; x_{\text{кол}6}^3; x_{\text{кол}7}^3) \wedge (\overline{x_{\text{кол}2}^6; x_{\text{кол}3}^6}) \vee \\ \vee (\overline{x_{\text{кол}5}^3; x_{\text{кол}6}^3; x_{\text{кол}7}^3}) \wedge (x_{\text{кол}2}^6; x_{\text{кол}3}^6) \in (\text{решение}).$$

Вместе с тем вариант деления одного горизонта на три этажа (подэтажа) $x_{\text{кол}3}^6$ нерационален при всех вариантах деления шахтного поля на горизонты, кроме первого варианта $x_{\text{кол}1}^3$, когда размер горизонта по падению составляет

$$H_{\text{гор}} = \frac{H_{\text{ш. п}}}{n_{\text{гор}}} = \frac{1200}{4} = 300 \text{ м.}$$

$$(x_{\text{кол}2}^3; x_{\text{кол}3}^3; \dots; x_{\text{кол}i}^3; \dots; x_{\text{кол}7}^3) \wedge \overline{x_{\text{кол}3}^6} \vee \\ \vee (\overline{x_{\text{кол}2}^3; x_{\text{кол}3}^3; \dots; x_{\text{кол}i}^3; \dots; x_{\text{кол}7}^3}) \wedge x_{\text{кол}3}^6 \in (\text{решение}).$$

В одновременной разработке можно предусмотреть как варианты: один, два, три этажа (при делении одного горизонта на три этажа, $x_{\text{кол}3}^6$)

$$\{x_{\text{кол}}^7\} = (x_{\text{кол}1}^7; x_{\text{кол}2}^7; x_{\text{кол}3}^7).$$

Условие неприменения в а р и а н т а трех этажей в одновременной работе запишется:

$$\overline{x_{\text{кол}3}^7} \wedge (x_{\text{кол}1}^6; x_{\text{кол}2}^6) \vee x_{\text{кол}3}^7 \wedge (\overline{x_{\text{кол}1}^6; x_{\text{кол}2}^6}) \in (\text{решение}).$$

Аналогично

$$\overline{x_{\text{кол}2}^7} \wedge x_{\text{кол}1}^6 \vee x_{\text{кол}2}^7 \wedge \overline{x_{\text{кол}1}^6} \in (\text{решение}).$$

На следующем уровне блок-схемы количественных параметров необходимо предусмотреть и исследовать размер выемочного поля в пределах этажей, или, что одно и то же, — число выемочных полей на горизонтах. Условие кратности целому числу числа выемочных полей одинакового размера делает более удобным считать независимым переменным число выемочных полей $n_{\text{в. п}} \propto x_{\text{кол}}^8$, а не размеры. Можно принять как варианты: $x_{\text{кол}1}^8 = 4$ в. п. (четыре

выемочных поля на горизонте), $x_{\text{кол}2}^8 = 6$ в. п., $x_{\text{кол}3}^8 = 8$ в. п., $x_{\text{кол}4}^8 = 10$ в. п. и $x_{\text{кол}5}^8 = 12$ в. п.

$$\{x_{\text{кол}}^8\} = (x_{\text{кол}1}^8; x_{\text{кол}2}^8; x_{\text{кол}3}^8; x_{\text{кол}4}^8; x_{\text{кол}5}^8).$$

Длина выемочного поля в каждом случае определяется как следствие: $L_{\text{в. п}} = \frac{S_{\text{ш. п}}}{n_{\text{р. п}}}$ и будет равна 1500, 1000, 750, 600, 500 м.

$$\{L_{\text{в. п}}\} = (1500, 1000, 750, 600, 500 \text{ м}).$$

Естественно, что варианты с большей длиной выемочного поля следует применять в комбинации с меньшим размером горизонта, а варианты с меньшей длиной выемочного поля рационально брать в комбинации с большей высотой горизонта. Это положение вытекает и из технических соображений (постоянство срока отработки выемочного поля и, следовательно, поддержания пластовых штретков), и из экономических предпосылок (большой размер горизонта имеет большие запасы на каждый 1 м простирания, стоимость участковых квершлагов, скатов и пр. распределяется на большие запасы).

Поэтому уместно записать условие неприменимости вариантов, связанных с наибольшей длиной выемочного поля,

$$\overline{(x_{\text{кол}1}^8; x_{\text{кол}2}^8)} \wedge (x_{\text{кол}1}^3; x_{\text{кол}2}^3) \vee (x_{\text{кол}1}^8; x_{\text{кол}2}^8) \wedge$$

$$\wedge \overline{(x_{\text{кол}1}^3; x_{\text{кол}2}^3)} \in (\text{решение}).$$

При делении шахтного поля на три блока (решение $x_{\text{кол}2}^1$) число выемочных полей в шахтном поле $n_{\text{в. п}} = 4$ не может быть принято, так как в этом случае размер блока по простиранию $S_{\text{бл}} = 2000$ м не увязывается с размером выемочного поля:

$$L_{\text{в. п}} = \frac{S_{\text{ш. п}}}{n_{\text{в. п}}} = \frac{6000}{4} = 1500 \text{ м},$$

То есть

$$\overline{x_{\text{кол}1}^8} \wedge x_{\text{кол}2}^1 \vee x_{\text{кол}1}^8 \vee \overline{x_{\text{кол}2}^1} \in (\text{решение}).$$

Далее устанавливается число выемочных полей в одновременной отработке ($n_{\text{в. п. р.}}$), имея в виду, что понятие «выемочное поле в отработке» включает все пласты, принятые к одновременной разработке (т. е. в согласовании с решениями 5-го уровня количественных параметров $\{x_{\text{кол}1}^5\}$).

Горно-геологические условия и принятые выше технологические решения дают большие возможности обеспечивать любую концентрацию разработки с помощью различных комбинаций качественных и количественных параметров, в том числе вовлечением в одновременную отработку разного числа выемочных полей. Доста-

точно рассмотреть как варианты два, три, четыре, шесть, восемь выемочных полей в одновременной работе:

$$\{x_{\text{кол}}^9\} = (x_{\text{кол}1}^9; x_{\text{кол}2}^9; x_{\text{кол}3}^9; x_{\text{кол}4}^9; x_{\text{кол}5}^9),$$

$$\{n_{\text{в.п.р}}\} = (n_{\text{в.п.р}} = 2; n_{\text{в.п.р}} = 3; n_{\text{в.п.р}} = 4; n_{\text{в.п.р}} = 6; n_{\text{в.п.р}} = 8).$$

Следует и в этом случае условиться, что меньшее число выемочных полей в одновременной работе связано с вариантами большей высоты горизонтов, большим числом пластов в одновременной отработке и с меньшим числом выемочных полей, предусматриваемых и подготовляемых на горизонте. Ограничивающие условия применения отдельных решений на данном уровне блок-схемы записываются в виде системы выражений:

$$\begin{aligned} & \overline{(x_{\text{кол}2}^9; x_{\text{кол}4}^9; x_{\text{кол}5}^9)} \wedge x_{\text{кол}1}^8 \vee \\ & \vee \overline{(x_{\text{кол}2}^9; x_{\text{кол}4}^9; x_{\text{кол}5}^9)} \wedge \overline{x_{\text{кол}1}^8} \in (\text{решение}), \\ & \dots \dots \dots \end{aligned}$$

и т. д.

$$\begin{aligned} & \overline{x_{\text{кол}5}^9} \wedge (x_{\text{кол}1}^8; x_{\text{кол}2}^8; x_{\text{кол}3}^8) \vee x_{\text{кол}5}^9 \wedge \\ & \wedge \overline{(x_{\text{кол}1}^8; x_{\text{кол}2}^8; x_{\text{кол}3}^8)} \in (\text{решение}). \end{aligned}$$

Каждое из условий словесно можно сформулировать следующим образом (на примере первого условия): «множество решений от 2-го до 5-го (кроме 3-го) на 9-м уровне блок-схемы количественных параметров не могут быть применены (над выражением поставлена линия — знак отрицания) с первым решением на 8-м уровне, равно как и 1-е решение на 8-м уровне не может быть применено (знак отрицания над решением $x_{\text{кол}1}^8$) со вторым, четвертым и пятым решением на 9-м уровне блок-схемы количественных параметров».

Эти условия выражают требование включить в одновременную работу не больше выемочных полей, чем предусмотрено их на одном горизонте (при одном разрабатываемом горизонте) или на двух (при двух одновременно разрабатываемых горизонтах)

$$n_{\text{в.п.р}} \leq n_{\text{в.п.гор.р.}}$$

Выбор системы разработки должен исходить из рассмотрения двух вариантов: столбовая система с обратным порядком отработки и транспортированием на передний квершлаг (скат при разделении горизонта на этажи, отрабатываемые одновременно), $x_{\text{кач}1}^8$ и столбовая система с прямым порядком отработки и с транспортом на передний квершлаг (скат при делении горизонта на 2—3 этажа), $x_{\text{кач}2}^8$

$$\{x_{\text{кач}}^8\} = (x_{\text{кач}1}^8; x_{\text{кач}2}^8).$$

Данные варианты систем разработки могут применяться вместе с любой качественно и количественно обозначенной предыдущими уровнями комбинацией решений. Проектирование длины лавы $l_n \propto x_{\text{кол}}^{10}$ производится в результате сравнения вариантов

$$x_{\text{кол}1}^{10} = 80 \text{ м}; \quad x_{\text{кол}2}^{10} = 100 \text{ м}; \quad x_{\text{кол}3}^{10} = 120 \text{ м}; \quad x_{\text{кол}4}^{10} = 150 \text{ м};$$

$$x_{\text{кол}5}^{10} = 170 \text{ м}; \quad x_{\text{кол}6}^{10} = 200 \text{ м}.$$

$$\{x_{\text{кол}}^{10}\} = (x_{\text{кол}1}^{10}; \quad x_{\text{кол}2}^{10}; \quad x_{\text{кол}3}^{10}; \quad x_{\text{кол}4}^{10}; \quad x_{\text{кол}5}^{10}; \quad x_{\text{кол}6}^{10}).$$

Все эти значения вытекают из высоты горизонта, определяемой числом горизонтов $\{x_{\text{кол}}^3\}$ в шахтном поле, а также из числа этажей на горизонте $\{x_{\text{кол}}^6\}$; $l_n = \frac{H_{\text{ш.п.}}}{n_{\text{гор}} n_{\text{эт}}}$.

Условия неприменимости некоторых сочетаний длины лавы, числа этажей на горизонте и числом горизонтов в шахтном поле сводятся к следующим выражениям:

$$\overline{x_{\text{кол}1}^{10}} \wedge (x_{\text{кол}1}^3; \quad x_{\text{кол}3}^3) \vee x_{\text{кол}1}^{10} \wedge \overline{(x_{\text{кол}1}^3; \quad x_{\text{кол}3}^3)} \in (\text{решение});$$

$$\overline{x_{\text{кол}2}^{10}} \wedge (x_{\text{кол}2}^3; \quad x_{\text{кол}4}^3; \quad x_{\text{кол}5}^3) \vee x_{\text{кол}2}^{10} \wedge$$

$$\wedge \overline{(x_{\text{кол}2}^3; \quad x_{\text{кол}4}^3; \quad x_{\text{кол}5}^3)} \in (\text{решение});$$

$$\overline{x_{\text{кол}3}^{10}} \wedge (x_{\text{кол}1}^3; \quad x_{\text{кол}3}^3; \quad x_{\text{кол}4}^3; \quad x_{\text{кол}5}^3) \vee$$

$$\vee x_{\text{кол}3}^{10} \wedge \overline{(x_{\text{кол}1}^3; \quad x_{\text{кол}3}^3; \quad x_{\text{кол}4}^3; \quad x_{\text{кол}5}^3)} \in (\text{решение});$$

$$\overline{x_{\text{кол}4}^{10}} \wedge (x_{\text{кол}2}^3; \quad x_{\text{кол}3}^3; \quad x_{\text{кол}6}^3; \quad x_{\text{кол}7}^3) \vee x_{\text{кол}4}^{10} \wedge$$

$$\wedge \overline{(x_{\text{кол}2}^3; \quad x_{\text{кол}3}^3; \quad x_{\text{кол}6}^3; \quad x_{\text{кол}7}^3)} \in (\text{решение});$$

$$\overline{x_{\text{кол}5}^{10}} \wedge (x_{\text{кол}1}^{10}; \quad x_{\text{кол}2}^{10}; \quad x_{\text{кол}3}^{10}; \quad x_{\text{кол}5}^{10}; \quad x_{\text{кол}6}^{10}; \quad x_{\text{кол}7}^{10}) \vee x_{\text{кол}5}^{10} \wedge$$

$$\wedge \overline{(x_{\text{кол}1}^3; \quad x_{\text{кол}2}^3; \quad x_{\text{кол}3}^3; \quad x_{\text{кол}5}^3; \quad x_{\text{кол}6}^3; \quad x_{\text{кол}7}^3)} \in (\text{решение});$$

$$\overline{x_{\text{кол}6}^{10}} \wedge (x_{\text{кол}1}^3; \quad x_{\text{кол}2}^3; \quad x_{\text{кол}4}^3; \quad x_{\text{кол}5}^3; \quad x_{\text{кол}6}^3; \quad x_{\text{кол}7}^3) \vee x_{\text{кол}6}^{10} \wedge$$

$$\wedge \overline{(x_{\text{кол}1}^3; \quad x_{\text{кол}2}^3; \quad x_{\text{кол}4}^3; \quad x_{\text{кол}5}^3; \quad x_{\text{кол}6}^3; \quad x_{\text{кол}7}^3)} \in (\text{решение}).$$

При формировании вариантов, отличающихся длиной лавы на горизонте, можно исходить из равенства длины лавы наклонной высоте этажа или подэтажа

$$l_n = \frac{H_{\text{гор}}}{n_{\text{эт}} n_{\text{подэт}}}.$$

Естественно, что принятые значения длины лавы проверяются по условиям проветривания. На следующем уровне формирования вариантов принимается скорость подвигания очистных забоев. Не-

сомненно, что скорость подвигания очистных забоев является функцией применяемых средств выемки угля, форм организации работ, длины лавы, горно-геологических условий в очистных забоях и др. Вместе с тем в одних и тех же условиях имеется возможность (и эта возможность в действительности проявляется) работать с различной скоростью подвигания очистных забоев. Можно принять к рассмотрению варианты скорости подвигания забоев

$$\begin{aligned}x_{\text{кол } 1}^{11} &= 8 \text{ м/сут}, & x_{\text{кол } 2}^{11} &= 6 \text{ м/сут}, & x_{\text{кол } 3}^{11} &= 4 \text{ м/сут}, \\x_{\text{кол } 4}^{11} &= 2 \text{ м/сут}, & x_{\text{кол } 5}^{11} &= 1 \text{ м/сут, т. е.} \\ \{x_{\text{кол}}^{11}\} &= (x_{\text{кол } 1}^{11}; x_{\text{кол } 2}^{11}; x_{\text{кол } 3}^{11}; x_{\text{кол } 4}^{11}; x_{\text{кол } 5}^{11}).\end{aligned}$$

Естественно, что более высокая скорость подвигания очистных забоев достигается при меньшей длине лавы, а более низкая — при большей длине лавы. В качестве условий несовместимости можно записать, что скорость подвигания очистного забоя 8 м/сут недостижима (технические расчеты при известных средствах механизации, формах организации работ и фактической газоносности угля) при длине лавы 170 и 200 м, скорость подвигания 1 и 2 м/сут непрогрессивна, недостаточна при длине лавы 80 и 100 м. Это можно записать:

$$\begin{aligned}&\overline{x_{\text{кол } 1}^{11}} \wedge (x_{\text{кол } 5}^{10}; x_{\text{кол } 6}^{10}) \vee x_{\text{кол } 1}^{11} \wedge \overline{(x_{\text{кол } 5}^{10}; x_{\text{кол } 6}^{10})} \in (\text{решение}); \\&\overline{(x_{\text{кол } 4}^{11}; x_{\text{кол } 5}^{11})} \wedge (x_{\text{кол } 1}^{10}; x_{\text{кол } 2}^{10}) \vee (x_{\text{кол } 4}^{11}; x_{\text{кол } 5}^{11}) \wedge \\&\wedge \overline{(x_{\text{кол } 1}^{10}; x_{\text{кол } 2}^{10})} \in (\text{решение}).\end{aligned}$$

Предусмотренные системой ограничений сочетания решений 10-го и 11-го уровней блок-схемы количественных параметров (длины лавы и скорости подвигания очистных забоев) формируют варианты нагрузки на очистные забои, так как $A_{0.3} = l_{\text{л}} v_{0.3} \cdot t \cdot \gamma \cdot c_{\text{из}}$ ($c_{\text{из}}$ — коэффициент извлечения). С учетом допустимых значений нагрузки на очистной забой по фактору вентиляции можно допустить

$$\begin{aligned}A_{0.3} \sim x_{\text{кол } 1}^{12} &= 1200 \text{ т/сут}; & x_{\text{кол } 2}^{12} &= 1000 \text{ т/сут}; & x_{\text{кол } 3}^{12} &= 800 \text{ т/сут}; \\x_{\text{кол } 4}^{12} &= 600 \text{ т/сут}; & x_{\text{кол } 5}^{12} &= 400 \text{ т/сут}; & x_{\text{кол } 6}^{12} &= 200 \text{ т/сут.} \\ \{x_{\text{кол}}^{12}\} &= \{x_{\text{кол}}^{10}\} \Pi \{x_{\text{кол}}^{11}\}\end{aligned}$$

или

$$\{x_{\text{кол}}^{12}\} = (x_{\text{кол } 1}^{12}; x_{\text{кол } 2}^{12}; x_{\text{кол } 3}^{12}; x_{\text{кол } 4}^{12}; x_{\text{кол } 5}^{12}; x_{\text{кол } 6}^{12}).$$

Далее конструирование вариантов технологических схем предполагает сопоставления и принятия вариантов вида транспорта по горизонтальным и наклонным выработкам: колесный (электровозный) и самотечный $x_{\text{кач } 1}^9$, комбинированный (электровозный по главным выработкам, конвейерный по участковым откаточным

и промежуточным штрекам) и самотечный по наклонным выработкам $x_{\text{кач}2}^9$:

$$\{x_{\text{кач}}^9\} = (x_{\text{кач}1}^9; \dots; x_{\text{кач}2}^9).$$

Общее число очистных забоев, работающих одновременно, может быть принято по шахте следующее: $n_{\text{о.з.р}} \sim x_{\text{кол}1}^{13} = 4$; $x_{\text{кол}2}^{13} = 6$; $x_{\text{кол}3}^{13} = 8$; $x_{\text{кол}4}^{13} = 10$; $x_{\text{кол}5}^{13} = 12$; $x_{\text{кол}6}^{13} = 14$;

$$\{x_{\text{кол}}^{13}\} = (x_{\text{кол}1}^{13}; x_{\text{кол}2}^{13}; x_{\text{кол}3}^{13}; x_{\text{кол}4}^{13}; x_{\text{кол}5}^{13}; x_{\text{кол}6}^{13}).$$

Число очистных забоев в одновременной работе увязывается с числом выемочных полей в одновременной работе на горизонте $n_{\text{в.п.р}}$, с числом этажей на горизонте (подэтажей на этаже) $n_{\text{эт.р}}$ в одновременной работе, с числом горизонтов в одновременной работе $n_{\text{гор.р}}$, числом угольных пластов в одновременной работе $n_{\text{пл.р}}$, числом блоков в одновременной работе $n_{\text{бл.р}}$. Взаимосвязь эта отражается условием

$$n_{\text{о.з.р}} \leq n_{\text{в.п.р}} n_{\text{эт.р}} n_{\text{пл.р}} n_{\text{гор.р}} n_{\text{бл.р}}.$$

При варианте отработки шахтного поля без деления на блоки $n_{\text{бл.р}} = 1$, считая, что $n_{\text{в.п.р}_{\text{min}}} = 2$; $n_{\text{эт.р}_{\text{min}}} = 1$; $n_{\text{пл.р}_{\text{min}}} = 2$;

$$n_{\text{гор.р}_{\text{min}}} = 1; n_{\text{бл.р}_{\text{min}}} = 1; n_{\text{о.з.р}_{\text{min}}} = 2 \cdot 1 \cdot 2 \cdot 1 \cdot 1 = 4.$$

Следовательно, размещение принимаемого минимального числа очистных забоев $n_{\text{о.з.р}} = 4$ возможно. Что касается размещения максимального числа очистных забоев в одновременной работе $n_{\text{о.з.р}} = 14$, то оно достигается при различных (но не всех!) комбинациях, входящих в ограничивающие условия количественных параметров.

Число забоев в одновременной работе и нагрузки на очистные забои формируют варианты, отличающиеся мощностью шахты:

$$A_{\text{ш.с}} = n_{\text{о.з.р}} A_{\text{о.з.}}, \text{ т/сут.}$$

Целесообразно рассмотреть следующие варианты мощности шахты:

$$A_{\text{ш.с}} \sim x_{\text{кол}1}^{14} = 3000 \text{ т/сут.};$$

$$x_{\text{кол}2}^{14} = 4000 \text{ т/сут.}; \quad x_{\text{кол}3}^{14} = 5000 \text{ т/сут.};$$

$$x_{\text{кол}4}^{14} = 6000 \text{ т/сут.}; \quad x_{\text{кол}5}^{14} = 8000 \text{ т/сут.};$$

$$x_{\text{кол}6}^{14} = 10000 \text{ т/сут.}$$

$$\{x_{\text{кол}}^{14}\} = (x_{\text{кол}1}^{14}; x_{\text{кол}2}^{14}; x_{\text{кол}3}^{14}; x_{\text{кол}4}^{14}; x_{\text{кол}5}^{14}; x_{\text{кол}6}^{14}).$$

В качестве примера несовместимых вариантов можно записать:

$$\begin{array}{c} \overline{x_{\text{кол}1}^{14}} \wedge (x_{\text{кол}2}^{13} \Pi x_{\text{кол}1}^{12}) \vee x_{\text{кол}1}^{14} \wedge \\ \uparrow \quad \quad \quad \uparrow \quad \quad \quad \uparrow \\ A_{\text{ш.с}} = \quad n_{\text{о.з.р}} = 6 \quad A_{\text{о.з.с}} = 1200 \text{ т/сут.}; \\ = 3000 \text{ т/сут} \end{array}$$

$$\wedge (\overline{x_{\text{кол}2}^{13} \Pi x_{\text{кол}1}^{12}}) \in (\text{решение}).$$

Действительно, $A_{ш.с} \ll n_{о.з.р} A_{о.з.}$,

т. е. $3000 \text{ т/сут} \ll 6 \cdot 1200 = 7200 \text{ т/сут}$.

Систему условий несовместимости решений на 12, 13 и 14-м уровнях блок-схемы количественных параметров можно свести в данном случае:

$$\begin{aligned} & (\overline{x_{\text{кол } 5}^{14} \cdot x_{\text{кол } 6}^{14}}) \wedge (x_{\text{кол } 5}^{12} \cdot x_{\text{кол } 6}^{12}) \vee \\ & \vee (x_{\text{кол } 5}^{14} \cdot x_{\text{кол } 6}^{14}) \wedge (\overline{x_{\text{кол } 5}^{12} \cdot x_{\text{кол } 6}^{12}}) \in (\text{решение}); \\ & (\overline{x_{\text{кол } 2}^{14} \cdot x_{\text{кол } 3}^{14} \cdot x_{\text{кол } 4}^{14}}) \wedge_{\text{кол } 6}^{12} \vee (x_{\text{кол } 2}^{14} \cdot x_{\text{кол } 3}^{14} \cdot x_{\text{кол } 4}^{14}) \wedge \\ & \wedge x_{\text{кол } 6}^{12} \in (\text{решение}) \end{aligned}$$

и др.

Подобные логические и числовые соотношения исключают из рассмотрения целый ряд качественно и количественно несовместимых комбинаций решений, находящихся на различных уровнях блок-схемы технологических вариантов.

Если внимательно учесть все ограничивающие условия, число расчетных вариантов окажется 24 ($N_{р.в} = 3 \cdot 1 \cdot 2 \cdot 1 \cdot 2 \cdot 2 = 24$), а число комбинаций количественных параметров $\approx 295\,070$ ($N_{\text{кол.комб}} = 295\,070$). Общее число машинных вариантов технологических схем шахты составит (учитывая ограничения по качественным параметрам по отношению к количественным $\approx 0,5$):

$$N_{\text{маш. в}} = 0,5 \cdot 24 \cdot 295\,070 = 3\,540\,840 \approx 3,540 \cdot 10^6.$$

Поэтому реальная возможность их экономического сравнения и оценки связана с экономико-математическим моделированием и применением ЭВМ.

Машина, в частности, быстро комплектует варианты технологической схемы шахты в целом с полным составом качественных и количественных параметров, исключая при этом варианты комбинаций, в которые входят несовместимые сочетания решений. В качестве примера можно получить следующий вариант технологической схемы (см. рис. IV.1):

$$\begin{aligned} \text{начало: } & x_{\text{кач } 1}^1 \wedge x_{\text{кол } 2}^1 \wedge x_{\text{кол } 1}^2 \wedge x_{\text{кач } 1}^2 \wedge x_{\text{кол } 3}^3 \wedge x_{\text{кол } 1}^4 \wedge \\ & \wedge x_{\text{кач } 1}^3 \wedge x_{\text{кач } 1}^4 \wedge x_{\text{кач } 1}^5 \wedge x_{\text{кач } 2}^6 \wedge x_{\text{кол } 2}^5 \wedge x_{\text{кач } 1}^7 \wedge x_{\text{кол } 2}^6 \wedge \\ & \wedge x_{\text{кол } 2}^7 \wedge x_{\text{кол } 5}^8 \wedge x_{\text{кол } 1}^9 \wedge x_{\text{кач } 2}^8 \wedge x_{\text{кол } 2}^{10} \wedge x_{\text{кол } 3}^{11} \wedge \\ & \wedge x_{\text{кол } 4}^{12} \wedge x_{\text{кол } 3}^{13} \wedge x_{\text{кол } 3}^{14} \wedge x_{\text{кач } 2}^9 \rightarrow \text{конец.} \end{aligned}$$

Описание варианта: шахта с блоковой обработкой шахтного поля; предусматриваются $n_{\text{бл}}^{\text{пр}} = 3$ блока по простиранию шахтного поля с размерами $S_{\text{бл}} = 2000 \text{ м}$; один блок в одновременной работе $n_{\text{бл.р}} = 1$. По глубине шахтное поле делится на шесть горизонтов ($n_{\text{гор}} = 6$) с размером $H_{\text{гор}} = 200 \text{ м}$.

В одновременной работе находится один горизонт ($n_{\text{гор. р}} = 1$). Способ вскрытия предусматривается вертикальными стволами, центрального расположения, погоризонтными квершлагами. Угольные пласты (все пять) группируются на один полевой штрек. Подготовка этажная, на горизонте два этажа размером $h_{\text{эт}} = 100$ м, обрабатываемые одновременно.

На горизонте готовят выемочные поля размером $L_{\text{в. п}} = 500$ м путем проведения с группового полевого штрека промежуточных квершлагов. В каждом блоке выемочных полей по 4, в шахтном поле — $n_{\text{в. п}} = 12$. В одновременной работе находятся два выемочных поля $n_{\text{в. п. р}} = 2$.

Принимается столбовая система разработки с отработкой столбов обратным ходом и транспортом на передний скат (бресберг). Длина лавы $l_{\text{л}} = 100$ м.

Подвигание очистных забоев предусматривается $v_{\text{о.з}} = 4$ м/сут. Следовательно, нагрузка на очистной забой будет $A_{\text{о.з}} \simeq 600$ т/сут. Транспорт по этажным пластовым штрекам — конвейерный, по промежуточным квершлагам, групповым штрекам и главному квершлагу — электровозный.

В одновременной работе предусматривается держать восемь очистных забоев. В результате мощность шахты при данном варианте будет с учетом добычи из подготовительных забоев:

$$A_{\text{ш.с}} = n_{\text{о.з.}} A_{\text{о.з.с}} k_{\text{п.з}} = 8 \cdot 600 \cdot 1,05 = 5000 \text{ т/сут};$$

$$A_{\text{ш.г}} = 300 A_{\text{ш.с}} = 300 \cdot 5000 = 1\,500\,000 \text{ т/год}$$

$$\text{или } A_{\text{ш.г}} = 1,5 \text{ млн. т/год.}$$

IV.5. ТРЕБОВАНИЯ К ИНФОРМАЦИИ ПРИ ПРОЕКТИРОВАНИИ ШАХТ

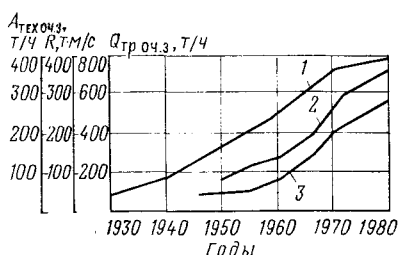
Чтобы проект шахты стал прогрессивным, его разработка должна базироваться на надежной, прогрессивной исходной и производной информации, на надежных методах получения исходных и промежуточных данных.

Постановка проектирования шахты, как объекта многоэтапно-развивающегося, обновляющегося, связана с использованием информации, имеющей в основном прогнозный характер. Большинство данных должно выражаться в форме функции времени; параметры этих функций должны непрерывно корректироваться для каждого нового этапа. Установление подобных функций, определение тенденции изменения тех или иных исходных данных, применение проектных решений и средств механизации основываются на сборе и обработке огромного объема статистических сведений, характеризующих опыт действующих предприятий, состояние научно-исследовательских и проектно-конструкторских работ в отрасли, социальные, экономические и производственные условия шахты, угольного района и бассейна.

Постоянное влияние технического прогресса, передового опыта на шахтах сказывается на принимаемых решениях как при проектировании, так и при эксплуатации шахт. Анализ применяемых за последние 30 лет средств механизации выемки в очистных забоях показывает (рис. IV.2),* что за каждые 10 лет техническая производительность однотипных средств выемки возросла примерно в 1,5 раза, средств доставки — в 1,6 раза. Техническая производительность подъемных машин (ресурс) возросла в среднем на 40 % за каждые 10 лет, производительность и депрессия вентиляторов главного проветривания — на 30 % за каждые 10 лет и т. д. Исследования применяемых на шахтах систем разработки также свидетельствуют о постоянных переменах систем в конструктивном отношении и особенно в части количественных параметров (длина лавы, нагрузка на очистной забой, подвигание очистного забоя, сечения подготовительных выработок и т. д.).

Рис. IV.2. Динамика роста производительности средств механизации выемки, транспорта в очистных забоях и подъема на шахтах:

1 — для ресурса подъема на угольных шахтах; 2 — для технической производительности очистных забоев; 3 — для технической производительности конвейерного транспорта в очистных забоях



За последние годы неоднократно производилось повышение напряжения отдельных токоприемников шахт и в целом системы электроснабжения, получили распространение механизированные комплексы в очистных забоях, проходческие комбайны в подготовительных забоях, мощные электровозы и конвейеры на транспортных магистралях, средства дегазации в системе проветривания, системы автоматического управления машинами и установками и т. д.

Изменения горно-геологических условий выражаются в изменениях мощностей и углов падения угольных пластов, их крепости, газоносности и качественных характеристик, в изменениях физико-механических свойств вмещающих пород, в изменениях координат мест ведения тех или иных производственных процессов и т. д. При этом некоторые из этих изменений оказываются непредвиденными. Подобные объективные изменения горно-геологических условий иногда коренным образом меняют область применения средств механизации производственных процессов, схем проветривания, транспорта и т. д.

* По данным проф. В. С. Тулина, канд. техн. наук Г. Я. Радкевича, канд. техн. наук Б. И. Лактионова.

Не остаются постоянными и другие параметры, воздействующие на шахту и определяющие ее состояния, в том числе стоимостные параметры (см. рис. IV.3) и требования со стороны потребителя продукции.

Научно-исследовательскими и учебными институтами, отдельными учеными выполняется огромный объем исследований, в том числе обобщающего и прогнозного характера. Большое число подобных работ заканчивается результатами и рекомендациями, имеющими непосредственное назначение — практику проектирования.

Широкое микрофильмирование документации, обобщающих результатов исследовательских работ, кодирование и механизированный поиск аккумулируемой информации стали необходимым условием использования при обосновании и проектировании параметров шахт методов экономико-математического моделирования,

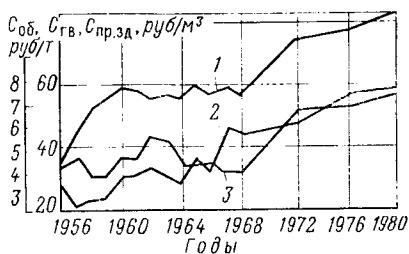


Рис. IV.3. Динамика изменения стоимости единицы горных работ, оборудования и промышленных зданий в проектах шахт:

1 — проведения 1 м горной выработки; 2 — строительства 1 м³ промышленных зданий; 3 — 1 т оборудования

вероятностных методов прогнозирования и оценки надежности исходных данных, поэтапного проектирования и комплексной оценки эффективности проектов шахт.

При поэтапном проектировании становится необходимым установление закономерности изменения во времени: горно-геологических условий; технических параметров основных горных машин и установок; параметров производственных процессов (скорость проведения выработок, скорость подвигания очистных работ, эффективность дегазации и т. д.); параметров шахты и элементов (мощность шахты, схема механизации, длина лавы, высота горизонта, размеры выемочных участков, нагрузка на очистные забои, производительность подъема и т. д.); стоимостных параметров на горные работы и ведение производственных процессов и т. д. Эти и другие закономерности устанавливаются по материалам действующих шахт, сданных в эксплуатацию новых шахт и выполненных проектов. В значительной мере (по действующим шахтам) эти сведения будут формироваться в автоматизированных системах анализа и управления объединениями шахт. Поэтому информационные системы проектных институтов должны создаваться на принципах согласования с системами управления действующих шахт.

КРИТЕРИЙ ОПТИМАЛЬНОСТИ ПРИ ПРОЕКТИРОВАНИИ ШАХТ

V.1. ОПРЕДЕЛЕНИЕ КРИТЕРИЯ ОПТИМАЛЬНОСТИ ПРИ ПРОЕКТИРОВАНИИ СТРОИТЕЛЬСТВА И РЕКОНСТРУКЦИИ ШАХТ

Критерий оптимальности является средством, с помощью которого устанавливается степень технической, экономической и социальной целесообразности того или иного решения на шахтах. В общем случае таким средством может быть наиболее общий показатель технологического качества или показатель экономического качества, являющийся носителем как потребительной, так и общей стоимости.

Применительно к проектированию и эксплуатации шахт оптимальность является экономической категорией. Большинство проектных решений, выступающих в качестве управлений в проекте, по существу проходят через неоднократную техническую и экономическую оценку в процессе проектирования параметров подсистем, оптимизации параметров шахты и в результате оценки технико-экономической эффективности проекта в целом.

В качестве примера можно привести технологическую цепь: механизмы и машины очистного забоя — действующий очистной забой — добычной участок — шахта (проект шахты). Оценка каждого объекта этой технологической цепи производится различным числом технических и экономических показателей, отличающихся своей природой. Так, машины и механизмы очистного забоя прежде всего характеризуются производительностью, надежностью, удобством и безопасностью обслуживания, стоимостью. В числе этих показателей имеется наиболее важный для данной машины, например производительность, посредством которого можно судить об эффективности.

Эффективность очистного забоя должна отражать характер рабочего места, т. е. условия забоя, технологичность отработки угольного пласта, технические свойства всех машин и механизмов, способности людей, стоимость затрат живого и овеществленного труда. В число показателей, характеризующих эффективность работы очистного забоя, входят производительность забоя, производительность труда рабочих очистного забоя, зольность и сортность угля, затраты на 1 т угля. При оценке эффективности становится труднее ограничиться каким-либо одним, хотя и важным, показателем.

Добычной участок наряду с очистными забоями включает комплекс горных выработок, оборудование вне очистного забоя, транспортные средства и материалы, штат людей, занятых вне очистного забоя. Эффективность использования всех этих средств произ-

водства, организации производственных процессов и работ на участке отражается с помощью более широкого перечня технико-экономических показателей: все показатели по очистным забоям, производительность труда по участку, затраты на 1 т угля по участку, общая добыча по участку, рентабельность по участку и др.

Состав технико-экономических показателей, характеризующих многостороннюю работу шахты в целом, возрастает прежде всего в силу разнородности производственных процессов и работ, осуществляемых на действующей шахте. Помимо процессов и работ, связанных непосредственно с работой очистных забоев, должны получить отражение в общей оценке эффективности работы шахты горнопроходческие работы, функционирование подземного транспорта и технологического комплекса на поверхности, вентиляции и службы ремонта горных выработок, энергоснабжения и управления шахтой и т. д.

Возникает потребность в общем измерителе степени достижения общей цели производства, с позиций которого было бы возможно оценить эффективность любого проектного решения (управления), где бы оно ни проводилось, какие бы производственные процессы шахты оно ни затрагивало. В качестве такого критерия для выбора оптимального варианта строительства шахты могут быть приняты показатели, выражающие стоимостную оценку вариантов с учетом наиболее полного отражения всех различий в рассматриваемых вариантах, объема капитальных затрат, времени ввода шахты в эксплуатацию, объема добычи, величины эксплуатационных затрат, цены добываемого угля и т. д.

В практике проектирования в качестве основного критерия сравнительной эффективности в разное время выступали разные экономические показатели: себестоимость продукции, трудоемкость горных работ, общие затраты (сумма капитальных и эксплуатационных), приведенные суммарные затраты, приведенные затраты с приведением требуемого эффекта от использования капитальных вложений во времени. Критерий оптимальности все время совершенствовался, становился все более общим и полным, все более точным и объективным.

Роль критерия оптимальности сводится к тому, чтобы показать, насколько эффективно осуществляются эти затраты, к каким производственным результатам они приводят. Экономическая эффективность общественного производства, технического прогресса и связанных с ними капитальных вложений в конечном счете выражается в повышении производительности труда, т. е. снижении затрат общественного труда на производство единицы продукции. Однако практическое использование критерия экономии общественного труда для выбора технических решений встречает серьезные затруднения в связи с тем, что действующая в настоящее время система учета затрат производства не дает возможности определить ни общественной трудоемкости, ни общественной стоимости добычи 1 т угля на отдельно взятой шахте.

В бóльшей мере предъявляемым требованиям отвечают следующие показатели, которые могут быть приняты в качестве критерия оптимальности [10, 48].

1. *Коэффициент общей [абсолютной] эффективности капитальных вложений*, представляющий собой отношение (в сопоставимых ценах) прироста продукта ΔC к обеспечившим его капитальным вложениям ΔK :

$$K_{аб} = \Delta C / \Delta K. \quad (V.1)$$

2. *Коэффициент сравнительной экономической эффективности проектных или плановых вариантов* при заданном объеме производства:

$$E = \frac{C_2 - C_1}{K_1 - K_2}, \quad (V.2)$$

где C_1 и C_2 — себестоимость годовой продукции по сравниваемым вариантам; K_1 и K_2 — капитальные вложения по сравниваемым вариантам.

Обратная величина коэффициента эффективности является сроком окупаемости вложенных капитальных средств:

$$T_{ок} = \frac{K_1 - K_2}{C_2 - C_1} = 1/E. \quad (V.3)$$

Из формул (V.2) и (V.3) видно, что вариант мероприятий, связанный с дополнительными капитальными затратами, по сравнению с другим вариантом будет тем эффективнее, чем выше коэффициент эффективности E , или, по-другому, чем меньше окажется срок окупаемости $T_{ок}$.

3. *Суммарные приведенные затраты*. Этот критерий представляет собой сумму капитальных и эксплуатационных затрат за ряд лет, т. е. за срок, одинаковый для всех сравниваемых вариантов (за срок службы одного или нескольких горизонтов, а в некоторых случаях за весь срок службы шахты).

Математически этот критерий оптимальности проектных решений можно выразить следующим образом:

$$S = K + C_{год} T_{сл}, \quad (V.4)$$

где K — общий объем капитальных вложений, руб.; $C_{год}$ — годовая себестоимость добычи угля, руб.; $T_{сл}$ — срок службы шахты (или срок сравнения вариантов), годы.

В тех случаях, когда сравниваемые варианты имеют разный срок службы, они оказываются несравнимыми.

Тогда в качестве периода сравнения, одинакового для всех вариантов, можно принять некоторый интервал времени, например нормативный срок окупаемости капиталовложений $T_{н.ок}$.

Таким образом, критерий оценки проектных вариантов можно представить

$$S_0 = K + C_{год} T_{н.ок}. \quad (V.5)$$

Разделив обе части равенства (V.5) на $T_{н.ок}$, получим:

$$\frac{S_0}{T_{н.ок}} = \frac{K}{T_{н.ок}} + C_{год} \quad (V.6)$$

Величина $\frac{S_0}{T_{н.ок}}$ называется *приведенными к одному году суммарными затратами* и обозначается через $S_{о.пр}$. Величина $\frac{1}{T_{н.ок}}$ (обратная нормативному сроку окупаемости капитальных вложений) называется *нормативным коэффициентом эффективности капиталовложений* и обозначается через E_n .

Следовательно, выражение (V.6) примет вид

$$S_{о.пр} = E_n K + C_{год} \quad (V.7)$$

Однако данная форма критерия имеет тот недостаток, что не учитывает производственную мощность шахты. Сравниваемые варианты шахты могут иметь одинаковую величину приведенных затрат, но характеризоваться разной производственной мощностью. Очевидно, в этом случае выгоднее реализовать проект с большей производственной мощностью.

Для того чтобы учесть при сравнении вариантов уровень производственной мощности объекта проектирования, следует отнести величину приведенных затрат $S_{о.пр}$, [см. формулу (V.7)] к производственной мощности шахты $A_{ш.г}$:

$$\frac{S_{о.пр}}{A_{ш.г}} = E_n \frac{K}{A_{ш.г}} + \frac{C_{год}}{A_{ш.г}} \quad (V.8)$$

Величина $\frac{S_{о.пр}}{A_{ш.г}}$ представляет собой удельные приведенные затраты и обозначается через $S_{пр.уд}$. Величина $\frac{K}{A_{ш.г}}$ называется *удельными капиталовложениями* и обозначается через $K_{уд}$, руб/т. Величина $\frac{C_{год}}{A_{ш.г}}$ есть не что иное, как себестоимость добычи 1 т угля, обозначаемая через $C_{уд}$, руб/т.

В результате выражение (V.8) можно представить как

$$S_{пр.уд} = C_{уд} + E_n K_{уд} \quad (V.9)$$

Таким образом, в общем случае условие оптимальности варианта проектного решения сводится к условию минимума суммарных удельных приведенных затрат по сравнению со всеми другими вариантами:

$$C_{i уд} + E_n K_{i уд} \rightarrow \min \quad (V.10)$$

Однако формулами (V.9) и (V.10) расчета суммарных приведенных затрат следует пользоваться лишь в простейших случаях, когда мы имеем дело с единовременными капитальными вложениями и постоянными ежегодными издержками производства (эксплуатационными расходами).

При крупном и продолжительном капитальном строительстве в угольной промышленности, когда сумма капиталовложений распределяется на длительный период, включая и период эксплуатации шахты, который, как правило, больше $T_{н.ок}$, необходимо учитывать экономический эффект от уменьшения или увеличения периода строительства и ввода в действие предприятия в зависимости от отдаленности года вкладывания средств в капитальное строительство от начала такого строительства.

Известно, что затраты, производимые в период, близкий к моменту сравнения, и в период, удаленный на 10—15 лет, имеют разное значение для народного хозяйства.

Например, по одному варианту могут потребоваться значительные первоначальные капиталовложения (вскрытие вертикальными стволами и капитальным квершлагом) и небольшие в последующие годы (проведение вентиляционных шурфов), а по другому — меньшие первоначальные затраты, но затем потребуются периодические капиталовложения (блоковая схема вскрытия и отработки шахтного поля).

Процесс приведения затрат во времени, т. е. дисконтирования, состоит в следующем. Капитальные вложения при условии производительного использования их в отрасли дают ежегодный эффект в виде некоторой доли (процента) Δ от суммы вложений. Если в момент t_0 ввода средств в обращение сумма была K_0 , то через 1 год она может возрасти до величины $K_1 = K_0(1 + \Delta)$, через 2 года — до величины $K_2 = K_1(1 + \Delta) = K_0(1 + \Delta)^2$, через 3 года — до величины $K_3 = K_2(1 + \Delta) = K_0(1 + \Delta)^3$ и т. д. Через t лет первоначальные вложения вырастут до величины K_t , определяемой по формуле

$$K_t = K_0(1 + \Delta)^t. \quad (V.11)$$

Величина K_t характеризует капиталовложения K_0 с позиций будущего момента времени t .

Если же нам необходимо оценить величину K_t с позиций начального времени t_0 , т. е. найти величину K_0 , то для этого, как следует из выражения (V.11), нужно воспользоваться формулой

$$K_0 = K_t(1 + \Delta)^{-t}. \quad (V.12)$$

Таким образом, если общая сумма капиталовложений представляет ряд $K = K_0 + K_1 + K_2 + \dots + K_t$, то эта же сумма, приведенная к году начала строительства шахты, примет вид

$$K_{пр.о} = K_0 + K_1(1 + \Delta)^{-1} + K_2(1 + \Delta)^{-2} + \dots + K_t(1 + \Delta)^{-t}.$$

В общем виде можно записать

$$K_{пр.о} = \sum_{t=0}^{t=\tau_p} K_t(1 + \Delta)^{-t}, \quad (V.13)$$

где τ_p — период отдаления капитальных затрат.

Коэффициент Δ представляет собой народнохозяйственный норматив для приведения разновременных затрат, обозначаемый $E_{н.п.}$

а выражение $(1 + \Delta)$ или $(1 + E_{н.п})$ является коэффициентом приведения, учитывающим средний эффект использования средств. В отраслевой методике приняты значения нормативов эффективности для приведения разновременных затрат $E_{н.п} = 0,08$, $E_n = 0,1$.

В угольной промышленности при эксплуатации шахт, безусловно, приходится иметь дело с изменяющимися во времени эксплуатационными издержками, причем эти изменения связаны с освоением проектной мощности, переходом на новые разрабатываемые пласты, горизонты, с вводом новой техники и т. д.

Поэтому в новой отраслевой методике определения экономической эффективности капитальных вложений в угольной промышленности [36] предусматривается приведение во времени не только капитальных вложений, но и эксплуатационных. Это позволяет учесть динамику возможного народнохозяйственного эффекта, аккумулируемого за расчетный период, от использования и капитальных и эксплуатационных затрат.

Приведение во времени капитальных и эксплуатационных затрат каждого года строительства и эксплуатации шахты производится по формулам:

$$K_{пр.о} = K_0 + \frac{K_1}{(1 + E_{н.п})^1} + \frac{K_2}{(1 + E_{н.п})^2} + \dots + \frac{K_t}{(1 + E_{н.п})^t}; \quad (V.14)$$

$$C_{пр.о} = \frac{C_0}{(1 + E_{н.п})^{t_c}} + \frac{C_1}{(1 + E_{н.п})^{t_c+1}} + \dots + \frac{C_t}{(1 + E_{н.п})^{t_c+t}}, \quad (V.15)$$

где $K_{пр.о}$ и $C_{пр.о}$ — соответственно капитальные и эксплуатационные затраты, приведенные к первому году расчетного периода; $K_1, K_2, \dots, K_t$; $C_1, C_2, \dots, C_t$ — соответственно капитальные и эксплуатационные затраты в 1-м, 2-м, ..., t -м порядковых годах, начиная от года, к которому производится приведение; t_c — срок строительства шахты, лет.

Важнейшим моментом сравнения вариантов по суммарным приведенным затратам является правильно установленная величина периода суммирования расходов (в данном случае капитальных вложений и эксплуатационных затрат) для приведения их во времени.

Дело в том, что при относительно небольшом периоде суммирования учтенный фонд экономии эксплуатационных издержек будет небольшим по сравнению с суммой капитальных затрат, и, наоборот, с точки зрения бесконечной перспективы величины нарастающего фонда даже ничтожная экономия по эксплуатационным издержкам оказалась бы столь велика, что компенсировала бы самые крупные первоначальные капитальные затраты и требуемый эффект от использования этих вложений $E_n K$. Отсюда следует принципиальная необходимость ориентироваться на некоторый период времени средней продолжительности. В качестве периода суммирования затрат можно принимать $\tau_p = 20$ лет. На такую

продолжительность периода суммирования затрат обоснованно указывают д-р эконом. наук А. С. Астахов, доктора техн. наук А. М. Курносов, А. С. Малкин, кандидаты техн. наук В. Д. Грунь, А. И. Митейко и др.

Итак, удельные эксплуатационные затраты определяются путем отношения суммы эксплуатационных затрат за период эксплуатации шахты $\tau_p - t_c$ к суммарной добыче угля за этот же период, т. е. к величине промышленных запасов шахтного поля, отрабатываемых за $\tau_p - t_c$. В этом случае мы имеем дело с усредненной во времени и по объему себестоимостью 1 т добываемого угля. Удельные же капитальные затраты, приведенные по значимости к одному моменту времени, получаются путем умножения приведенных капитальных затрат на коэффициент экономической эффективности и деления на величину добычи угля за 1 год, т. е. на величину производственной мощности шахты.

После приведения во времени капитальных и эксплуатационных затрат производится расчет суммарных удельных приведенных затрат.

При рассмотрении ряда вариантов формула (V.9) представляется в виде

$$S_{\text{пр } i} = \frac{\sum_{t=t_c}^{t=\tau_p} C_{ti} (1 + E_{\text{н.п}})^{-t}}{A_{\text{ш.г } i} \tau_p} + E_{\text{н}} \frac{\sum_{t=0}^{t=\tau_p} K_{ti} (1 + E_{\text{н.п}})^{-t}}{A_{\text{ш.г } i}}, \quad (\text{V.16})$$

где $S_{\text{пр } i}$ — суммарные удельные приведенные затраты по i -му варианту, руб/т; C_{ti} — годовые издержки производства в t -й год по i -му варианту, руб.; K_{ti} — капитальные вложения в t -й год по i -му варианту, руб.; $A_{\text{ш.г } i}$ — производственная мощность шахты по i -му варианту, т/год; τ_p — расчетный период суммирования затрат, в течение которого шахта работает с производственной мощностью $A_{\text{ш.г } i}$, лет; $\tau_p = 15 \div 20$ лет; $E_{\text{н}}$ — нормативный коэффициент экономической эффективности капитальных вложений, $E_{\text{н}} = 0,1$; $E_{\text{н.п}}$ — нормативный коэффициент приведения затрат во

времени, равный 0,08; $E_{\text{н}} \frac{\sum_{t=0}^{t=\tau_p} K_{ti} (1 + E_{\text{н.п}})^{-t}}{A_{\text{ш.г } i}}$ — удельная величина требуемого эффекта от использования капитальных вложений, условно выступающего как затраты предприятия, руб/т.

Основным достоинством критерия оптимальности «приведенные затраты» является то, что он позволяет наиболее полно учесть в соизмеримой форме текущие эксплуатационные затраты производства и капитальные вложения, что дает возможность определить полные производственные затраты. Вместе с тем в практике проектирования приходится сравнивать варианты, отличающиеся чрезвычайно большим разнообразием специфических особенностей (качество угля, потери угля и др.), которые в целом оказалось затруднительным отразить в данном критерии оптимальности.

Таким образом, оставаясь в качестве основного критерия сравнительной эффективности при оптимизации параметров шахт, приведенные затраты в конкретных случаях, как правило, требуют определенного расширения целевой функции.

4. Критерий, основанный на учете прибыли [3, 10, 32], имеет следующий общий вид:

$$P_i = C_i - (C_i + E_n K_i) \rightarrow \max, \quad (V.17)$$

где P_i — прибыль по варианту (или экономический эффект) в расчете на единицу продукции (или на годовой объем продукции), руб.; C_i — цена единицы продукции (или сумма реализации годового объема товарной продукции), руб.

Естественно, что данный показатель может быть рассчитан за период оптимизации τ_p простым суммированием цены и затрат с приведением во времени.

Анализируя формулу (V.17), можно показать, что прибыль по варианту P_i растет, если увеличивается выпуск продукции и улучшается качество (повышается C_i), снижается себестоимость продукции C_i и уменьшается сумма капитальных вложений (производственных фондов) K_i . Если улучшение качества угля требует повышения себестоимости, то на это следует идти в том случае, когда рост цены C_i на уголь лучшего качества превысит рост себестоимости C_i .

Вариант, требующий увеличения капиталовложений, может быть принят лишь тогда, когда возрастание величины $E_n K_i$ — плата за капитальные средства или требуемый эффект от использования капитальных вложений — перекрывается снижением себестоимости C_i или ростом цены угля C_i . В таких случаях прибыль не снизится. В этом проявляется обобщающий характер данного критерия, соизмеряющего разные виды затрат и стоимости (через цену угля). Оптимизация вариантов может привести как к положительным, так и к отрицательным значениям критерия. При положительных значениях P_i экономически выгодным считается вариант с наибольшим значением, при отрицательных — с наименьшим уровнем P_i .

С помощью ряда дополнений и преобразований данный критерий можно представить в более общем виде, позволяющем отразить и другие аспекты экономической сущности сравниваемых вариантов. Конечно, если в экономико-математических моделях отражаются и сравниваются варианты одной и той же шахты, варианты технологии, не отличающиеся качеством и сортностью угля, т. е. варианты, равноценные в отношении преysкуранных цен на уголь, то применение критерия удельной прибыли не оправдано. Следует признать, что даже этот совершенный вид и форму критерия оптимальности нельзя признать вполне адекватными тем сложным экономическим процессам, которые протекают в связи со строительством и эксплуатацией шахт. В частности, как справедливо показал А. С. Астахов [4], сопоставление эксплуатационных и капитальных затрат и отражение их динамики пока не нашли удовлетвори-

тельного законченного оформления и обоснования. В связи с этим им предложена форма критерия, которая помимо других особенностей позволяет отказаться от приведения затрат во времени с помощью формулы сложных процентов. Критерий может быть представлен в виде эффекта $\mathcal{E}$ или затрат S , определяемых по формулам:

$$\mathcal{E} = \sum_{t=t_3}^{t=\tau_p} k_{\mathcal{E}t} \Pi_t + \sum_{t=t_3}^{t=\tau_p} k_{at} A_{at} - \sum_{t=1}^{t=\tau_p} k_{kt} K_t \rightarrow \max, \quad (\text{V.18})$$

$$S = \sum_{t=t_3}^{t=\tau_p} (k_{\mathcal{E}t} C_t - k_{at} A_{at}) + \sum_{t=1}^{t=\tau_p} k_{kt} K_t \rightarrow \min, \quad (\text{V.19})$$

где $k_{\mathcal{E}t}$, k_{at} , k_{kt} — безразмерные коэффициенты, учитывающие народнохозяйственный эффект от использования во времени соответственно получаемой прибыли, амортизационных отчислений на восстановление производства и высвобождаемых капитальных вложений в течение периода оценки; Π_t — прибыль, получаемая в t -м году; A_{at} — приток годовых амортизационных отчислений на реновацию (на восстановление производства) в t -м году.

Суммирование прибыли, притоков амортизационных отчислений и капитальных вложений за период оптимизации τ_p без отнесения к объему добычи, а также учет экономии от кругооборота этих сумм вызывает некоторые неудобства для экономико-математического моделирования. Величина коэффициентов, учитывающих эффект от оборота составляющих критерий сумм, зависит от значительного числа факторов. Для каждой комбинации этих факторов вычислены значения коэффициентов [4]. Это упрощает в некоторой степени применение данного критерия. Тем не менее его практическое применение для комплексной оптимизации параметров шахт требует дополнительной доводки методики исчисления годовых сумм.

В.2. ОСНОВНЫЕ ТРЕБОВАНИЯ К КРИТЕРИЮ ОПТИМАЛЬНОСТИ

Большое число проектных задач сводится в своем решении к выбору варианта, более выгодного, чем другие. В зависимости от задачи зачастую меняются конкретный вид и содержание критерия оптимальности. Особое место в практике проектирования отводится задаче обоснования и оптимизации параметров шахты, и в этом плане особые требования предъявляются к критерию оптимальности.

Технико-экономическая емкость критерия. Несомненно, что требование, выражающее способность критерия как можно полнее отражать степень экономичности вложения средств в строительство, использования средств в период эксплуатации, является важнейшим. Все виды горных, строительных, монтажных и других работ должны найти отражение в целевой функции модели, т. е. в форме

критерия оптимальности. Несмотря на постоянное стремление получить всеобъемлющий критерий оптимальности, до сих пор не удалось найти столь содержательного и удобного по форме экономического показателя. Наиболее емким в экономическом смысле показателем-критерием могут служить уровень рентабельности, приведенные затраты, удельная прибыль. Все эти показатели в большей или меньшей мере полно отражают затраты, осуществляемые как в период строительства, так и в период эксплуатации шахты. Так, в себестоимости находят отражение затраты «живого» труда (трудоемкость — заработная плата трудящихся) на данном предприятии, затраты «прошлого» труда (через амортизацию капитальных вложений, оплату материалов, электроэнергии и др.).

Проведение горных выработок, приобретение и монтаж машин, установок, оборудования в период строительства шахты и в период эксплуатации, обслуживание и выполнение производственных процессов, подготовка кадров и обеспечение теплом, водой, электроэнергией и т. д. — все эти затраты так или иначе учитываются при расчете общешахтной себестоимости угля. Следует учитывать, однако, экономическую неравноценность отражения в себестоимости капитальных затрат по сравнению с эксплуатационными вследствие разных сроков их осуществления и возвращения в народно-хозяйственный оборот. Как правило, эксплуатационные затраты сравнительно быстро (месяц, год, пять лет) возвращаются в народно-хозяйственный оборот. Капитальные же затраты в большей части амортизируются в течение десятков лет [4].

При приведенных затратах указанная экономическая неравноценность капитальных и эксплуатационных затрат «устраняется» введением сомножителя EK . Что касается критерия рентабельности, то в нем капитальные затраты (основные фонды) приобретают еще больший удельный вес (в знаменателе фонды участвуют в полном исчислении без коэффициента эффективности E_n). Здесь увеличение капитальных затрат на единицу продукции снижает величину рентабельности не только через возрастающие амортизационные отчисления в себестоимости (числитель), но и прямым образом через увеличивающиеся фонды (знаменатель). Таким образом, значимость 1 руб. капитальных затрат существенно возрастает. Как в показатель рентабельности, так и прибыли в целевую функцию включена цена 1 т угля. Это обстоятельство дает возможность соизмерить экономическую значимость получаемой продукции с понесенными при ее добыче затратами. Очевидно, чем выше цена получаемого угля (сортность, зольность, марка и т. д.), чем меньше суммарные (в прибыли) или эксплуатационные (в рентабельности) затраты, тем меньше прибыль, т. е. значение критерия оптимальности, что свидетельствует о снижении эффективности варианта шахты, варианта технологии, для которого критерий рассчитывается.

Учет фактора времени путем приведения разновременных затрат к одному моменту приведения (см. текст V.1) повышает экономическую емкость любого из приведенных критериев оптимально-

сти. Суммирование цены и затрат за период сравнения, равный этапу проектирования 15—20 лет, а затем усреднение их к одному году и приведение к одному моменту дает возможность учесть и сроки строительства. Действительно, с увеличением срока строительства отдалается от момента приведения начало получения продукции (цены), уменьшается время получения продукции в пределах периода сравнения $\tau_p - t_c$, т. е. снижается величина прибыли.

В определенной мере указанные критерии отражают уровень потерь угля (с увеличением потерь угля снижаются промышленные запасы, возрастают удельные затраты на 1 т запасов и добычи), отражают срок службы предприятия (с увеличением срока службы снижается величина амортизационных отчислений на 1 т добычи).

Чувствительность критерия. Критерий оптимальности служит не только в качестве средства для установления сравнительной выгоды, оптимальности одного варианта технологической схемы по отношению к другим. Он позволяет также находить некоторые числовые значения оптимизируемых количественных и качественных параметров шахты, производственного процесса, варианта технологической схемы. Критерий должен реагировать на всевозможные различия в проектных решениях — касаются ли они схемных решений или количественных параметров шахты. Целевая функция, в основу которой кладется критерий оптимальности, включает большое число аргументов. Эти аргументы могут влиять на составляющие затраты в большей или меньшей степени. Так, целевая функция модели проекта строительства шахты включает большое число элементов затрат, величина которых зависит от мощности шахты, размеров шахтного поля и выемочных участков, горно-геологических условий, запасов, нагрузки на очистные забои, скорости подвигания очистных забоев и т. д. Некоторые из этих параметров чрезвычайно важны. Оптимизация их невозможна, если критерий оптимальности не реагирует на их изменение. Особенно часто такое поведение критерия наблюдается именно в крупных моделях, когда влияние отдельных аргументов-параметров теряется среди множества других участвующих в модели аргументов. В этих случаях оптимизация параметров возможна на уровне более частной модели, например модели выемочного участка. Для исследования чувствительности критерия в отношении какого-либо параметра целевая функция модели сводится к функции только этого параметра. Это достигается подстановкой определенных условно оптимальных значений остальных параметров.

Целевая функция модели принимает, например, по отношению к мощности шахты следующий вид:

$$S = k_1 A_{\text{ш. г}} + k_2 A_{\text{ш. г}} + k_3, \quad (\text{V.20})$$

где S — критерий оптимальности (приведенные затраты, руб/т); $A_{\text{ш. г}}$ — мощность шахты, млн. т/год; k_1, k_2 — постоянные коэффициенты, учитывающие степень и характер влияния мощности шахты на величину приведенных затрат; k_3 — коэффициент, учи-

тывающий долю приведенных затрат, не зависящих непосредственно от изменения мощности шахты, руб/т.

Подобный вид функции выражает зависимость критерия от некоторых других параметров шахты, например длины лавы, размеров блока, панели, горизонта и др.

В области непрерывного изменения функции при непрерывном изменении мощности шахты ее оптимальное значение определится методом дифференцирования функции

$$dS/dA_{\text{ш. г}} = -k_1/A_{\text{ш. г}}^2 + k_2. \quad (\text{V.21})$$

Приравняв производную к нулю, найдем:

$$A_{\text{ш. г. оп}} = \sqrt{\frac{k_1}{k_2}}. \quad (\text{V.22})$$

Оптимальное значение функции:

$$\begin{aligned} S_{\text{оп}} &= \frac{k_1}{\sqrt{\frac{k_1}{k_2}}} + k_2 \sqrt{\frac{k_1}{k_2}} + k_3; \\ S_{\text{оп}} &= k_2 \sqrt{\frac{k_1}{k_2}} + k_2 \sqrt{\frac{k_1}{k_2}} + k_3; \\ S_{\text{оп}} &= 2 \sqrt{k_1 k_2} + k_3. \end{aligned} \quad (\text{V.23})$$

Исследуем чувствительность функции на изменение аргумента в диапазоне: $0,5 A_{\text{ш. г. оп}}$; $1 A_{\text{ш. г. оп}}$; $2 A_{\text{ш. г. оп}}$.

Тогда отношение некоторых i -х значений приведенных затрат к оптимальному:

$$\begin{aligned} \frac{S_i}{S_{\text{оп}}} &= \frac{\frac{k_1}{0,5 \sqrt{\frac{k_1}{k_2}}} + k_2 0,5 \sqrt{\frac{k_1}{k_2}} + k_3}{2 \sqrt{k_1 k_2} + k_3} = \\ &= \frac{2,5 \sqrt{k_1 k_2} + k_3}{2 \sqrt{k_1 k_2} + k_3} = \frac{1,25 + \frac{k_3}{2 \sqrt{k_1 k_2}}}{1 + \frac{k_3}{2 \sqrt{k_1 k_2}}}; \\ \frac{S_i}{S_{\text{оп}}} &= \frac{\frac{k_1}{\sqrt{\frac{k_1}{k_2}}} + k_2 \sqrt{\frac{k_1}{k_2}} + k_3}{2 \sqrt{k_1 k_2} + k_3} = \frac{2 \sqrt{k_1 k_2} + k_3}{2 \sqrt{k_1 k_2} + k_3} = 1; \end{aligned}$$

$$\frac{S_i}{S_{оп}} = \frac{\frac{k_1}{2\sqrt{\frac{k_1}{k_2}}} + k_2 \sqrt{\frac{k_1+k_3}{k_2}}}{2\sqrt{k_1 k_2} + k_3} = \frac{0,5\sqrt{k_1 k_2} + 2\sqrt{k_1 k_2} + k_3}{2\sqrt{k_1 k_2} + k_3} =$$

$$= \frac{1,25 + \frac{k_3}{2\sqrt{k_1 k_2}}}{1 + \frac{k_3}{2\sqrt{k_1 k_2}}}$$

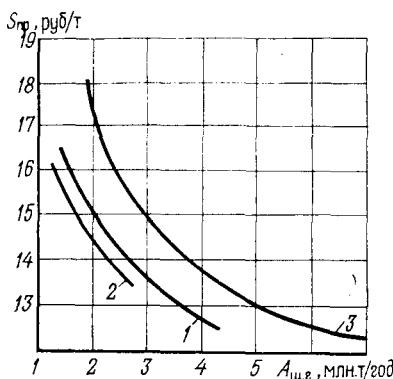


Рис. V.1. Зависимость приведенных затрат от мощности шахты для первого (1), второго (2) и третьего (3) вариантов технологической схемы обработки пластов

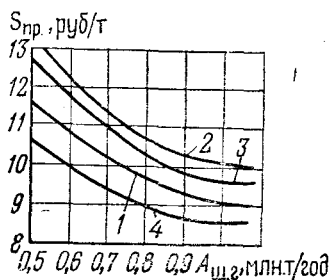


Рис. V.2. Зависимость приведенных затрат от технологической схемы шахты и мощности шахты:

1, 2, 3, 4 — различные варианты технологической схемы шахты, отличающиеся вскрытием, схемой вентиляции и транспорта

Так как коэффициенты k_1 , k_2 , k_3 положительны, а дробь $\frac{k_3}{2\sqrt{k_1 k_2}} > 0$, следовательно, $\frac{S_i}{S_{оп}} \leq 1,25$, т. е. при от-

клонении мощности шахты от оптимального значения в ту или иную сторону в 2 раза приведенные затраты при избранной форме функциональной зависимости не изменяются более чем на 25 %. Можно заключить, что, если действительно критерий оптимальности численно зависит от изменения мощности шахты в указанной функциональной форме, данный критерий отличается невысокой чувствительностью. Результаты экономико-математического моделирования и оптимизации параметров шахт подтверждают эти выводы.

На рис. V.1 и V.2 представлены реальные графики зависимости приведенных затрат от мощности шахты. При изменении мощности шахты от 1,75 до 6 млн. т/год (см. рис. V.1) и от 0,5 до 1,1 млн. т/год (см. рис. V.2), или в 3,4 и 2 раза соответственно, уровень приведенных затрат изменяется соответственно от 18 до 12,5 руб/т и от 10,5 до 8,5 руб/т, т. е. в 1,44 и 1,24 раза.

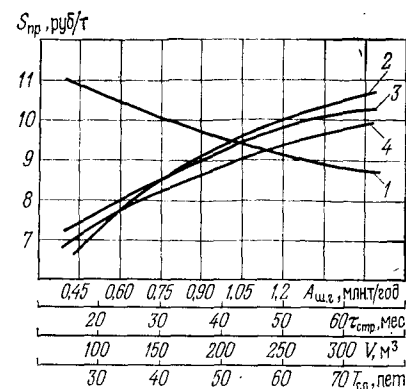
В общем случае чувствительность любого критерия оптимальности по отношению к любому переменному параметру представляется возможным оценить с помощью условно нормируемых показателей (табл. V.1).

В таблице отношение i -го значения аргумента $A_{ш.г.i}$ к оптимальному $A_{ш.г.оп}$ составляет 0,5 или 2.

Экономико - математические модели шахты, как правило, представляют собой зависимость критерия от целого ряда пере-

Рис. V.3. Зависимости приведенных затрат от основных параметров шахт:

1 - $S_{пр} = f(A_{ш.г.})$; 2 - $S_{пр} = f(T_{ссл})$;
3 - $S_{пр} = f(V)$; 4 - $S_{пр} = f(t_{стр})$



менных параметров. Исследование чувствительности критерия по отношению к интересующим нас параметрам производится по каждому отдельно при закреплении остальных на оптимальном или субоптимальном уровне.

Т а б л и ц а V.1

Отношение величин критерия, соответствующих некоторому i -му значению параметра, к оптимальному		Условная оценка чувствительности критерия по отношению к переменному параметру
$\frac{S_i(A_{ш.г.i})}{S_{оп}(A_{ш.г.оп})}$ при $\frac{A_{ш.г.i}}{A_{ш.г.оп}} = (0,5; 2)$.		
Критерий стремится к минимуму ($S_{оп} < S_i$)	Критерий стремится к максимуму ($S_{оп} > S_i$)	
$\frac{S_i}{S_{оп}} < 1,1$	$0,9 < \frac{S_i}{S_{оп}}$	Незначительная
$1,1 < \frac{S_i}{S_{оп}} < 1,5$	$0,7 \leq \frac{S_i}{S_{оп}} < 0,9$	Малая
$1,5 < \frac{S_i}{S_{оп}} \leq 2$	$0,4 \leq \frac{S_i}{S_{оп}} < 0,7$	Значительная
$2 < \frac{S_i}{S_{оп}}$	$\frac{S_i}{S_{оп}} < 0,4$	Сильная

Универсальность. Выполнение проекта шахты и обоснование проектных решений сводятся к решению многих неодинаковых задач: больших и малых, общих и частных. В большей части решение их сводится к выбору некоторого наилучшего варианта технологической схемы, значения оптимизируемого параметра. Очень важно, чтобы в основу этого выбора был положен один и тот же критерий оптимальности, исключающий экономическую противоречивость выбора связанных воедино параметров шахты. Нельзя допускать, например, оптимизацию параметров выемочного столба по себестоимости, схемы транспорта по производительности труда, а шахты в целом по приведенным затратам. Только используя один и тот же критерий, можно добиться наиболее полного соответствия экономических результатов отдельных производственных процессов и шахты в целом.

Универсальным критерий должен быть и в отношении вычислительных средств: рассчитывается ли критерий вручную или на ЭВМ.

Разумеется, трудно получить один критерий оптимальности, удовлетворяющий полностью всем предъявляемым к нему требованиям. Вместе с тем статистические данные проектов шахт, выполненных за последние 10—15 лет, показывают (рис. V.3), что на стадии оптимизации проектных решений использование единого экономического критерия приведенных затрат (удельной прибыли) оправдано и не противоречит представлению о технико-экономическом качестве будущего проекта шахты и ее параметров. Представленные графики корреляционной связи наглядно иллюстрируют достаточную чувствительность и технико-экономическую емкость приведенных затрат к проектной мощности шахты, сроку службы и строительства, длине проводимых горных выработок на 1000 т добычи, объему горных работ и др.

V.3. НАДЕЖНОСТЬ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ОПТИМАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ ШАХТ

При практическом применении метода экономико-математического моделирования для определения оптимальных решений в проектах шахт важное значение имеет проблема адекватности модели реальной шахте.

Адекватность модели проектной задачи может быть нарушена в основном по следующим причинам:

в модели отображена зависимость критерия оптимальности от проектных решений, которые в действительности не влияют на критерий оптимальности;

в модели не учтены переменные, которые в действительности оказывают влияние на уровень критерия оптимальности;

модель неправильно отображает действительную зависимость, существующую между критерием оптимальности и проектными решениями;

значения входящих в модель исходных условий задачи оценены неправильно.

Первые две причины являются следствием неправильно выбранной номенклатуры оптимизируемых решений и размерности модели.

Наиболее полно адекватность отражается через посредство показателей точности и надежности.

Под точностью оптимальных параметров шахт следует понимать степень соответствия принятых в проекте качественных и количественных параметров тем объективно существующим параметрам, при которых критерии оптимальности, эффективности работы действующей шахты принимают наивыгоднейшие значения. Как правило, при проектировании шахт наивыгоднейшие значения критериев оптимальности, к которым необходимо приблизить определяемые значения критериев при изменении параметров шахты, неизвестны. В таких случаях точность оптимальных параметров оказывается величиной относительной, сравнительной в условиях различных вариантов при проектировании или по отношению к параметрам построенной шахты. Степень приближения расчетных параметров шахты к объективно существующему оптимальному сочетанию их и уровню зависит от ряда обстоятельств, связанных с ведением расчетов.

Неточности в установлении оптимальных параметров связаны прежде всего:

с абсолютной погрешностью используемых в расчетах горно-геологических, технических и стоимостных данных. В ряде работ [4] показано, что случайный характер значений мощности, углов падения пластов, плотности, газоносности, водообильности, нарушенности угольных пластов и др., неадекватность стоимостных показателей проведения и поддержания горных выработок, транспорта и ведения других производственных процессов реальным затратам при строительстве и эксплуатации шахт, несоответствие технических характеристик машин и установок их фактическим показателям в реальных условиях шахты существенно сказываются на уровне критерия оптимальности, а следовательно, и на точности выбора оптимальных параметров;

с методами определения оптимальных параметров, методами расчета и принятия решений. Прежде всего методы и модели определения параметров исходят из сравнения большего или меньшего числа конкурирующих вариантов. При нешироком вовлечении различных вариантов в оптимизацию может не войти в число сравниваемых наиболее экономичный вариант. Всякий другой вариант, принятый в проекте, будет относительно оптимальным. Степень приближения этого относительного оптимума к абсолютному и будет характеризовать точность выбора. Методы определения оптимальных параметров шахты влияют на точность их выбора также вследствие разной степени приближения модели затрат, целевой функции тем реальным затратам и результатам, которые связаны с реализацией проектного варианта.

Соответствие математических выражений затрат, взаимосвязей геометрических и производственных параметров реальному содержанию проектного варианта, как правило, является относительным. Например, нелинейные экономические соотношения объекта заменяются линейными функциями в модели, не все виды затрат включаются в расчеты и др.

Точность расчетов связана с последовательностью (программой) и способом вычислений целевой функции, приемами округления числовой информации. Указанные виды погрешностей оптимизации целевой функции в конечном счете сказываются на уровне критерия оптимальности. Погрешность каждого аргумента модели ведет к погрешности целевой функции, понижая или повышая ее уровень. Но в общем случае трудно говорить однозначно, приводят ли все погрешности к завышению или занижению значений критерия оптимальности. Дело в том, что отклонения мощности угольного пласта $\pm \delta m_{пл. i}$, угла падения $\pm \delta \alpha_{пл. i}$, газоносности угля $\pm \delta q_{CH, i}$, стоимости проведения выработки $\delta C_{пр. г. в i}$ и др. могут быть как положительными (т. е. благоприятными), так и отрицательными (т. е. неблагоприятными). Погрешности, связанные с определением вида целевой функции (в том числе и с выбором критерия оптимальности, его малой экономической емкостью, низкой чувствительностью), а также связанные с процессом вычислений, могут привести к увеличению и снижению затрат. Практика оптимизации, разработки проектов, а затем строительства и эксплуатации шахт свидетельствует, однако, что в каждом случае фактические затраты оказываются значительно большими, нежели в проекте, в особенности на стадии оптимизации. Можно полагать в связи с этим, что рекомендованные параметры шахты определены неточно.

Под надежностью проектных решений и параметров шахты понимается их способность сохранять свое функциональное значение, свою величину при определенных условиях эксплуатации в течение времени. Если совокупную эффективность всех проектных решений и параметров считать мерилom технико-экономического качества технологической схемы или проекта шахты в целом, то надежность представляет собой характеристику этого качества, отнесенную ко времени работы шахты. В то время как точность определяет, насколько принятые оптимальные параметры шахты отличаются от объективно существующих оптимальных параметров или фактических в некоторый момент времени (статическая точность), на протяжении некоторого промежутка времени (динамическая точность), надежность определяет, как часто выдерживается эта точность во времени, какова вероятность того, что параметры выдерживаются во времени, остаются оптимальными, проектными. Понятие надежности употребляется также и как статистическая характеристика качества, статистическая характеристика выбора оптимальных параметров. Например, из всех $N_{в. в. вскр}$ возможных вариантов вскрытия месторождения может быть рас-

смотрено и просчитано $N'_{\text{в. в. р}} > N''_{\text{в. в. р}} > N'''_{\text{в. в. р}}$. В этом случае надежность выбора наилучшего варианта будет соответственно убывать:

$$p'_\text{в} = \frac{N'_{\text{в. в. р}}}{N_{\text{в. в. вскр}}} > p''_\text{в} = \frac{N''_{\text{в. в. р}}}{N_{\text{в. в. вскр}}} > p'''_\text{в} = \frac{N'''_{\text{в. в. р}}}{N_{\text{в. в. вскр}}} \quad (\text{V.24})$$

Из приведенных определений следует, что проблеме надежности проектных решений (в том числе оптимальных) нельзя подменять проблемой их точности, т. е. проблемой приближения расчетных параметров шахты к объективно существующему оптимальному уровню. Надежность характеризует наряду с сохраняемостью во времени свойств проектных решений и элементов шахты еще и сохраняемость точности этих решений, точности соответствия элементов шахты их функциональному назначению. Поэтому задача повышения надежности проектных решений проектируемых шахт сводится в основном к следующему.

1. *Повышение надежности заданного уровня точности проектных решений по отношению к реально существующему*, хотя и неизвестному, набору параметров шахты, обеспечивающих в данных конкретных условиях оптимум целевой функции. Это требует использования при оптимизации наиболее адекватных моделей, соответствия принятых горно-геологических данных реальному положению в шахтном поле, наиболее вероятных характеристик горных машин и оборудования, стоимостных параметров и трудовых затрат. Для этого, в частности, оптимизацию параметров шахты следует производить в условиях колеблемости мощности, газоносности, нарушенности угольных пластов, изменчивости стоимостных показателей.

Целесообразно производить расчеты при трех значениях наиболее важных горно-геологических характеристик и стоимостных параметров:

$$\{x_{01}\}; \{x_{02}\}; \{x_{03}\}; \{C_1\}; \{C_2\}; \{C_3\},$$

причем, любой элемент из множества $\{x_{01}\}$ и $\{C_1\}$ меньше соответствующего элемента из множества $\{x_{02}\}$ и $\{C_2\}$ на 10 %, а любой элемент из множества $\{x_{03}\}$ и $\{C_3\}$, в свою очередь, на 10 % больше соответствующего элемента из множества $\{x_{02}\}$ и $\{C_2\}$. Значения же множеств горно-геологических характеристик месторождения $\{x_{02}\}$ и стоимостных параметров $\{C_2\}$ принимаются детерминированными. Например, если известно, что мощность пласта $m_{02} = 2$ м, газоносность $q_{\text{CH},02} = 10$ м³/т, а стоимость проведения горной выработки $C_{\text{г. в } 02} = 200$ руб/м, то дополнительные расчеты следует проводить не только при этих значениях, но и при значениях $m_{01} = 1,8$ м, $m_{03} = 2,2$ м, $q_{\text{CH},01} = 9$ м³/т, $q_{\text{CH},03} = 11$ м³/т, $C_{\text{г. в } 01} = 180$ руб/м, $C_{\text{г. в } 03} = 220$ руб/м. Первый расчет производится при известных основных значениях исходных данных, второй — при значениях, измененных на 10 % в неблагоприятную сторону, и третий — при значениях, измененных на 10 % в благоприятную

сторону. Естественно, что речь идет лишь о тех параметрах, которые входят в модель и не являются для нас настолько достоверными, чтобы принять лишь одно определенное значение. В результате выявляется соотношение сравниваемых вариантов технологических схем шахты в условиях некоторой неопределенности исходных данных. Оптимальный вариант выделяется из тех, которые рассчитаны при наиболее вероятных значениях горно-геологических характеристик, технических параметров машин, стоимостных показателей. По отношению к этому оптимальному варианту вычисляются отклонения критерия оптимальности других вариантов.

Такое ведение расчетов повышает надежность выводов о сравнительной эффективности вариантов, расширяя условия по реализации в неблагоприятную или благоприятную сторону.

2. *Обеспечение максимальной возможной вероятности правильного определения и выбора наилучшего варианта шахты.* В этом направлении задача повышения надежности правильного выбора решается по линии вовлечения в расчеты и сравнение множества конкурирующих вариантов, расширения этого множества.

Такое расширение множества конкурирующих вариантов, рассчитываемых при переменных значениях определенной части исходных данных, порождает еще большее множество результирующих значений целевой функции (критерия оптимальности). Вывод на печать (при решении на ЭВМ) и анализ всех результатов обычно не делаются. В лучшем случае на печать выдаются оптимальные значения целевой функции по каждому оптимальному параметру и варианту решений, по которым уровень критерия отличается от оптимального на 5—10 %. Дисперсия значений критерия при каждом значении варьируемого параметра (например, длины лавы, мощности шахты, нагрузки на очистной забой), находящемся в оптимальной области, не рассчитывается. Анализ изменения критерия в интервале изменения аргумента, т. е. по горизонтали, характеризует разброс оптимальных (в лучшем случае) и близких к ним значений критерия по интервалу изменения аргумента; дисперсия критерия по вертикали от кривой, огибающей минимум, остается неизвестной. В таком случае нет полного основания считать то или иное оптимальное значение критерия надежным, т. е. наиболее вероятным в условиях реальной «игры» параметров. Можно иллю-

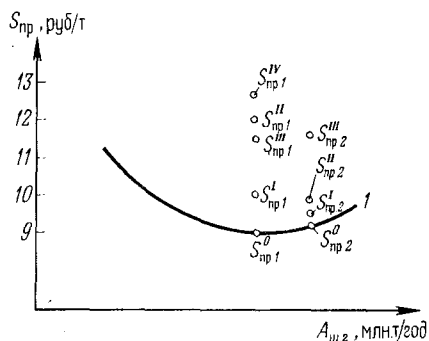


Рис. V.4. Зависимость значений приведенных затрат от мощности шахты при разных комбинациях параметров: $S^0, S^I, S^{II}, S^{III}, S^{IV}$ — приведенные затраты соответственно для оптимального, первого, второго, третьего и четвертого вариантов количественных параметров

стрировать данное заключение следующей альтернативой. Рассматриваются два машинных варианта технологической схемы, оптимальные для мощности шахты $A_{ш.г1} = 1,2$ млн. т/год и $A_{ш.г2} = 1,5$ млн. т/год, имеющие значения критерия приведенных затрат $S_{пр1}^0 = 9$ руб/т и $S_{пр2}^0 = 9,3$ руб/т. Эти значения критерия получены при определенных комбинациях параметров соответственно: длина лавы $l_{л1} = 200$ м и $l_{л2} = 210$ м, нагрузка на очистной забой $A_{о.з.с1} = 1000$ т/сут и $A_{о.з.с2} = 1250$ т/сут, число панелей в шахтном поле $n_{пан1} = 2$ и $n_{пан2} = 2$, число одновременно работающих лав $n_{л.р1} = 4$ и $n_{л.р2} = 4$ и т. д. Указанной информации достаточно, чтобы считать оптимальным вариантом из этих близких первый вариант с $A_{ш.г1} = 1,2$ млн. т/год.

Дисперсионный анализ всех значений критерия, соответствующих отличным от указанных (для двух значений мощности шахты), но возможным комбинациям значений параметров ($A_{о.з.с}$, $n_{пан}$ и др.), показывает, что для первого варианта значения критерия, включая оптимальное, равны $S_{пр1}^0 = 9$ руб/т; $S_{пр1}^I = 10$ руб/т; $S_{пр1}^{II} = 12$ руб/т; $S_{пр1}^{III} = 11,5$ руб/т; $S_{пр1}^{IV} = 12,7$ руб/т; а для второго варианта $S_{пр2}^0 = 9,3$; $S_{пр2}^I = 9,8$; $S_{пр2}^{II} = 9,5$, $S_{пр2}^{III} = 11,6$ руб/т (рис. V.4). При таком соотношении критерия оптимальности выбор первого варианта как оптимального будет неверным.

В реальных условиях работы шахты вероятностный характер имеют не только горно-геологические условия (в силу изменчивости и неполной разведанности), не только технические средства и формы организации работ (прогнозирование), но и запроектированные значения параметров технологической схемы. Действительно, принята оптимальная длина лавы $l_{л}$, равная 200 м. Но это не означает, что по всем разрабатываемым пластам в любой части шахтного поля будут «нарезаны» лавы длиной лишь 200 м. Оптимальным принято число панелей $n_{пан} = 2$. Однако, возможно, окажется целесообразным в силу непредвиденных обстоятельств подготовить 4 панели. Эти рассуждения можно продолжить относительно любого из параметров, составляющих понятие «оптимальная комбинация» параметров технологической схемы шахты. Следовательно, технологическая схема шахты чаще будет характеризоваться иными, близкими к оптимальным, комбинациями параметров и, как следствие, — иными уровнями критерия.

В связи с этим возникает необходимость более широкого анализа машинных (рассчитанных на ЭВМ) вариантов в интервале параметра-аргумента, лежащего в оптимальном диапазоне.

Из рис. V.4 видно, что всякий переход шахты первого варианта из оптимальной комбинации параметров в неоптимальную сопровождается в целом более значительными отклонениями критерия от огибающей кривой минимумов I , нежели для второго варианта с $A_{ш.г} = 1,5$ млн. т/год.

Если предположить все комбинации параметров шахты за время ее работы равновероятными, то среднее отклонение критерия от оптимального достигнет величины:

при первом варианте

$$\Delta \bar{S}_{\text{пр1}} = \frac{\Delta S_{\text{пр1}}^{\text{I}} + \Delta S_{\text{пр1}}^{\text{II}} + \Delta S_{\text{пр1}}^{\text{III}} + \Delta S_{\text{пр1}}^{\text{IV}}}{4} =$$

$$= \frac{1 + 3 + 2,5 + 3,7}{4} = 2,55 \text{ руб/т};$$

при втором варианте

$$\Delta \bar{S}_{\text{пр2}} = \frac{\Delta S_{\text{пр2}}^{\text{I}} + \Delta S_{\text{пр2}}^{\text{II}} + \Delta S_{\text{пр2}}^{\text{III}}}{3} = \frac{0,5 + 0,2 + 2,3}{3} = 1 \text{ руб/т.}$$

Средний уровень критерия оказывается равным

$$\bar{S}_{\text{пр1}} = \frac{S_{\text{пр1}}^0 + S_{\text{пр1}}^{\text{I}} + S_{\text{пр1}}^{\text{II}} + S_{\text{пр1}}^{\text{III}} + S_{\text{пр1}}^{\text{IV}}}{5} =$$

$$= \frac{9 + 10 + 12 + 11,5 + 12,7}{5} = 11,04 \text{ руб/т};$$

$$\bar{S}_{\text{пр2}} = \frac{S_{\text{пр2}}^0 + S_{\text{пр2}}^{\text{I}} + S_{\text{пр2}}^{\text{II}} + S_{\text{пр2}}^{\text{III}}}{4} =$$

$$= \frac{9,3 + 9,8 + 9,5 + 11,6}{4} = 10,4 \text{ руб/т.}$$

При этом суммарная вероятность пребывания шахты в состояниях, характеризующихся комбинациями с уровнем критерия в пределах 10 руб/т, для второго варианта ($A_{\text{ш.г}} = 1,5$ млн. т/год) в 1,5 раза выше по сравнению с первым вариантом. С этим нельзя не считаться.

Выбор оптимального варианта должен производиться с учетом дисперсии уровня критерия в интервале изменения основного параметра в области оптимальных значений критерия. Оптимальный вариант шахты в общем случае должен характеризоваться максимальным числом равноценных возможных комбинаций параметров, обеспечивающих средний минимальный уровень критерия. Уровень вероятности пребывания шахты в субоптимальных состояниях характеризует надежность выбора оптимальных решений проекта шахты. Следовательно, на стадии количественной оптимизации надежность выбора оптимальных проектных решений следует связывать с определением вероятности существования комбинаций параметров шахты, связанных с областью минимальных значений критерия.

3. *Обеспечение длительной прогрессивности и функциональной надежности проектируемых параметров шахт.* Динамика качественных и количественных параметров действующих шахт свидетельствует, что их оптимальные комбинации, обеспечивающие наилучшие технико-экономические показатели, также не остаются неизменными, оптимальность результатов работы шахты сама является нестационарной характеристикой. В связи с этим критерий

оптимальности и значения целевой функции являются средством выявления оптимальных параметров шахт, если они будут отражать динамику качественных и количественных параметров, надежность устанавливаемых проектных решений и значений количественных параметров. Изучение фактических параметров действующих шахт и их соответствия проектным [3, 54] не подтверждает представления о высокой точности и надежности принимаемых в проектах решений. Полного соответствия фактических параметров шахты проектным не наблюдается, т. е. можно рассчитывать лишь на сохранение некоторой степени соответствия, способности параметров шахты выполнять заданные функции, свое назначение в некотором диапазоне несоответствия в течение того или иного промежутка времени. Заданный диапазон несоответствия, определяемый коэффициентом резерва, в каждый момент времени одновременно характеризует точность определения проектных параметров. Всякий выход параметра за пределы допустимого диапазона несоответствия в течение времени ($0-t$) можно считать отказом. В качестве доверительных интервалов отклонений значений параметров действующих шахт от проектных значений можно считать значения коэффициентов вариации. Тогда для проектного значения количественного параметра $x_{\text{кол. пр}}$ коэффициенты вариации (величина погрешностей, несоответствия) могут быть ± 10 , ± 20 , ± 30 , ± 40 % и т. д., а доверительные интервалы соответственно:

$$\begin{aligned} & [(x_{\text{кол. пр}} - 0, 1x_{\text{кол. пр}}) \div (x_{\text{кол. пр}} + 0, 1x_{\text{кол. пр}})]; \\ & [(x_{\text{кол. пр}} - 0, 2x_{\text{кол. пр}}) \div (x_{\text{кол. пр}} + 0, 2x_{\text{кол. пр}})]; \\ & \\ & [(x_{\text{кол. пр}} - \delta x_{\text{кол. пр}}) \div (x_{\text{кол. пр}} + \delta x_{\text{кол. пр}})] \end{aligned} \quad (\text{V.25})$$

и т. д. Для каждого количественного параметра (мощности шахты, нагрузки на очистной забой, длины лавы и выемочного участка) рассматривается отклонение $\Delta = x_{\text{кол.ф}} - x_{\text{кол.пр}}$ фактических значений действующей шахты в момент времени t от проектных. Определяется частота отказов значений параметра для каждого уровня точности (т. е. выхода значения параметра за пределы доверительного интервала, характеризующего точность):

$$a(t) = \frac{\sum_{t=1}^{\tau} n_t}{N_0}, \quad (\text{V.26})$$

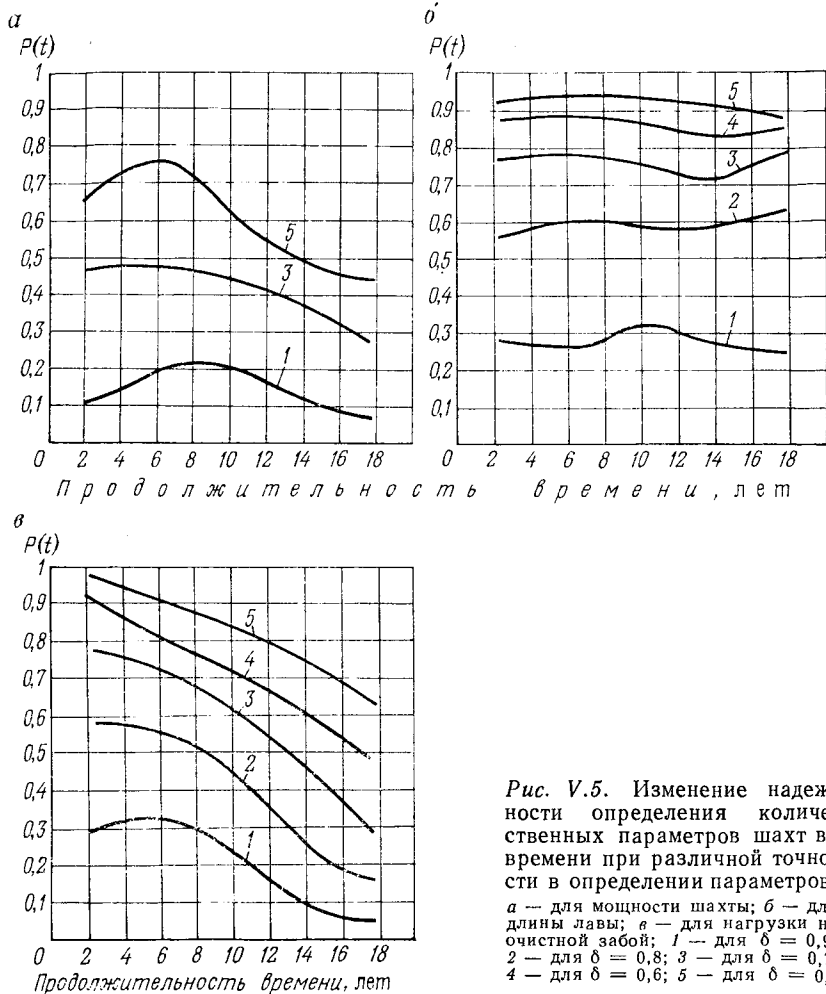
где n_i — число фактических значений параметра, оказавшихся вне доверительного интервала по ряду шахт, т. е. когда

$$\Delta = x_{\text{кол. ф}} - x_{\text{кол. пр}} > \delta x_{\text{кол. пр}};$$

N_0 — общее число значений исследуемого параметра в данный период времени работы шахт длительностью t по некоторому множеству шахт.

Величина частоты отказов служит для вычисления надежности (вероятности) соответствия фактических значений параметров шахт их проектным значениям

$$P(t) = 1 - a(t).$$



В результате можно получить по каждому исследуемому параметру показатель надежности $P(t)$ их определения для любой требуемой точности $\delta(t)$ соответствия.

Изучение соответствия данных на ряде шахт Донецкого бассейна за период времени 20 лет (включая 1980 г.) показало, что: надежность определения проектных параметров шахт для различных параметров неодинакова;

с течением времени надежность соответствия для любой степени точности снижается;

точность определения параметров шахт непрерывно увеличивается (шахты, введенные в работу позже, отличаются большей степенью соответствия фактических и проектных решений), однако остается недостаточной;

с удовлетворительной точностью (погрешность $\delta \leq 20 \div 30 \%$) достаточно надежно ($P(t) = 0,5 \div 0,8$) определяются в проектах длина лавы на период времени до 12—16 лет, скорость подвигания очистного забоя — 8—12 лет, нагрузка на очистной забой — 5—8 лет, мощность шахты — до 8—10 лет.

Важно отметить, что погрешность 10 %, которая считается допустимой при технико-экономических расчетах и при определении проектных параметров, гарантируется лишь с вероятностью 0,3 для длины лавы; 0,2—0,3 для скорости подвигания очистного забоя и нагрузки на очистной забой за период первых 5 лет работы шахты, а для мощности шахты 0,2—0,3 для 7—9-го годов работы шахты после сдачи шахты в эксплуатацию. Если учесть, что коэффициенты резерва технологических звеньев шахты рекомендуются 1,2—1,4, то можно считать предельно допустимой погрешность в определении основных количественных параметров шахт в 30 %. В таком случае надежность определения параметров шахт на период времени, указанный (для соответствующих параметров) выше, достигает приемлемой величины 0,6—0,8. На рис. V.5 показано изменение надежности определения некоторых основных параметров шахт с погрешностью от 10 до 100 % (недопустимый уровень погрешности) по данным различных групп шахт.

Поскольку надежность в определении количественных параметров снижается в основном вследствие положительного коэффициента вариации (параметры возрастают в сравнении с ранее установленными проектными значениями), следует рекомендовать принимать значения количественных параметров более прогрессивными. Тогда в первые годы после реализации проектных решений (пуск шахты, горизонта в эксплуатацию) снижение надежности будет определяться отрицательными отклонениями, а в более отдаленные — положительными. В этих условиях появления узких звеньев в технологии будут менее частыми во времени, а межреконструктивные циклы увеличатся.

Глава VI

МЕТОДЫ ПРОЕКТИРОВАНИЯ ШАХТ

VI.1. ОСНОВНЫЕ ПОНЯТИЯ ТЕОРИИ ПРИНЯТИЯ РЕШЕНИЙ

Организации, производственные коллективы, проектировщики и отдельные руководители постоянно сталкиваются с необходимостью принимать решения, т. е. осуществлять выбор наилучшего способа

достижения поставленной цели. Принимая решения, проектировщики часто выполняют эти ответственные действия, руководствуясь опытом и деловой интуицией. По мере увеличения сложности ситуации, поиск наилучшего решения становится затруднительным, а с увеличением числа учитываемых факторов — просто невозможным. В этих случаях необходимо, чтобы решения принимались на основе использования научных методов.

Необходимость привлечения научных методов привела к созданию и интенсивному развитию новой дисциплины — теории принятия решений.

Характерной особенностью начального этапа процесса принятия решений является осознание необходимости принятия какого-либо решения, так как сохранение без изменения состояния объекта может привести к снижению эффективности его функционирования. В хорошо известной из прошлого опыта ситуации в этот момент уже может наметиться необходимое решение. В сложных случаях возникает необходимость поиска варианта действия для достижения некоторых возможных состояний объекта.

На следующем этапе принятия решений выделяются существенные показатели (критерии), по каждому из которых будут оцениваться решения. Критерии выделяются в соответствии с поставленными целями.

Если решение направляется на сохранение состояния объекта и поддержание режима его функционирования, то для отдельных показателей оказывается желательным сохранить их значения в некоторых пределах. Тогда такие показатели выступают в процессе принятия решений в роли ограничений. Ими определяется набор допустимых вариантов решений.

Следующий этап процесса принятия решений — формирование множества альтернативных вариантов.

Если имеется только одно возможное решение, то проблемы выбора решения не возникает. Иногда одна из альтернатив состоит в том, чтобы не принимать никакого решения («нулевое решение»).

Универсальных методов формирования множества вариантов решений не существует. Оно формируется на основе информации о реальной ситуации, сложившихся связей с внешней средой, имеющихся ресурсов, прошлого опыта и представления о состоянии объекта в данное время и о состоянии, которое должно быть достигнуто.

После того как выявлены критерии и сформирован перечень допустимых вариантов решений, осуществляется оценка всех вариантов решений по каждому критерию. Результаты оценки могут быть получены путем расчетов (возможны случаи разработки формального аппарата расчета в ходе подготовки решения или привлечения методов расчета, изложенных в специальной литературе) или на основе учета мнения лица, принимающего решение, или группы специалистов.

Когда число допустимых вариантов и число критериев очень велико (например, число вариантов составляет несколько тысяч,

а число критериев — несколько десятков), оценка каждого варианта лицом, принимающим решение, или специалистами практически не представляется возможной.

Одним из наиболее трудных этапов процесса принятия решения является определение решающего правила. Решающее правило должно давать возможность выбора варианта или группы вариантов решения, наиболее предпочтительных в каком-либо смысле, которые будут представлены лицу, принимающему решение. Такой выбор осуществляется путем сравнения различных допустимых вариантов. При этом решающее правило должно отражать оценку последствий возможных решений лицом, принимающим решение.

Если решающее правило дает возможность сравнить любые два варианта, то процесс упорядочения определяет вариант решения, который является более предпочтительным по сравнению с другими. Однако возможны случаи, когда применение решающего правила приводит к тому, что остается несколько несравнимых между собой вариантов.

После выбора наиболее предпочтительного решения осуществляется выполнение решения. Решения могут приниматься в условиях различной информированности о состоянии управляемой системы и внешней среды.

В зависимости от характера информации о состояниях управляемой системы и внешней среды следует различать решения в условиях: полной определенности, статистической определенности, неопределенности, противодействия.

Задача принятия решений в условиях полной определенности возникает в тех случаях, когда все необходимые показатели деятельности объекта управления и все факторы, способные оказать на них влияние, известны и количественно определены. Примером такой задачи может служить оценка прогрессивности проекта по показателям качества.

Особенность принятия решений в условиях статистической определенности состоит в том, что количественные характеристики, отдельные показатели или их зависимости имеют стохастический характер. Так, например, зависимость показателей качества готовой продукции от показателей качества сырья, материалов, комплектующих изделий в большинстве случаев оказывается случайной. Для задач этого класса возможные последствия принимаемых решений не могут быть предсказаны однозначно, однако можно определить их вероятности. Задачей этого класса является, например, организация статистического контроля качества продукции.

Задача принятия решения в условиях неопределенности возникает в случае, когда лицу, принимающему решение, не может быть представлена полная информация о всех факторах, которые оказывают существенное влияние на это решение. К этому классу относится большинство задач прогнозирования и перспективного планирования.

Принятие решений в условиях противодействия производится в тех случаях, когда исход зависит от выбора стратегии разумным противником, интересы которого находятся в противоречиях с интересами лица, принимающего решение. Задачи такого типа рассматриваются в теории игр [34].

В различных задачах решения могут оцениваться по одному или нескольким критериям. В соответствии с этим задачи могут быть однокритериальными и многокритериальными.

В многокритериальных задачах возникает проблема оценки и сравнения различных вариантов решения с учетом большого числа критериев, которые могут быть противоречивыми.

В самом общем виде применительно к проектированию шахт многокритериальная задача заключается в разработке человеко-машинной процедуры, позволяющей выделить из всего множества допустимых вариантов технологических схем шахт (порядка десятков тысяч вариантов) некоторое число вариантов, наиболее предпочтительных в каком-либо смысле. Понятие «наиболее предпочтительные» подразумевает наличие не единственного критерия, используемого при оценке технологической схемы, а совокупности критериев. Каждый из возможных вариантов технологических схем должен быть оценен по всем критериям, и на основании этих оценок необходимо принимать либо отрицательное решение (отбрасывание варианта), либо решение о его дальнейшем исследовании. Независимо от того, как будет определено понятие «наиболее предпочтительные варианты», множество этих вариантов должно включать в себя оптимальный. Для этого необходимо разработать процедуру, обеспечивающую полный перебор всех возможных вариантов технологической схемы. Полный перебор большого числа вариантов из исходного множества требует разработки специального способа представления вариантов, удобного для их сравнения на ЭЦВМ.

Кроме того, при таком большом числе альтернативных вариантов исходного множества, как в рассматриваемой задаче, непосредственная оценка вариантов даже по одному критерию является настолько трудоемкой и сложной работой, что в настоящее время считается неосуществимой. Поэтому процедура, используемая для решения задачи, должна включать в себя некоторый алгоритм формирования оценок, позволяющий в значительной мере уменьшить возникающие трудности.

Современная теория полезности является математическим аппаратом, используемым для описания проблемы принятия решения. Теория полезности содержит совокупность непротиворечивых допущений (аксиом) о множестве решений и свойствах предпочтений лица, принимающего решения, а также совокупность утверждений (теорем), которые можно вывести на основе этих допущений. С помощью теории полезности информация о предпочтениях лица, принимающего решение, преобразуется в соответствующую численную информацию о сравнительной целесообразности, выгодности любого варианта решений. Затем эта численная информация ис-

пользуется для вычисления полезностей реальных альтернатив. Полученные результаты сравнения численных значений полезностей вновь преобразуются в суждения о предпочтениях.

Один из наиболее серьезных недостатков современных методов исследования операций и современной теории оптимального проектирования состоит в использовании предположения о том, что качество решения может быть измерено одним скалярным критерием. Качество решения $R(x)$ обычно выражается показателем $J(x)$, который является *действительным числом*. Решение $R^*(x^*)$ считается оптимальным в классе допустимых решений X , если $J(x^*) > J(x_i)$ для всех $x \in X$. В действительности в большинстве практически важных задач принятие решений связано с необходимостью учета большого числа критериев. В таких ситуациях возникает проблема оценки и сравнения предпочтительности различных решений при векторном критерии.

Пусть X — декартово произведение $X_1, X_2, \dots, X_n$ всех факторов, т. е. множество всех n -мерных векторов $(x_1, x_2, \dots, x_n)$ $x_i \in X_i$ для каждого i . Элементы множества X могут быть решениями, стратегиями, системами, объектами, последовательностями, наборами, назначениями, многомерными исходами, альтернативами и т. п.

Трудность принятия решения, связанная с необходимостью учета большого числа факторов, обусловлена тем, что множество X является частично упорядоченным.**

В задачах принятия решения при векторном критерии первым этапом считается выделение области компромиссов (или решений, оптимальных по Парето). Областью решений, оптимальных по Парето, называется подмножество возможного множества решений, обладающее тем свойством, что все принадлежащие ему решения не могут быть улучшены одновременно по всем факторам (локальным критериям). Следовательно, для любых двух решений

$R_1(x_i) = (x_{1i}, x_{2i}, \dots, x_{ni})$ и $R_{11}(x_j) = (x_{1j}, x_{2j}, \dots, x_{nj})$, принадлежащих этому подмножеству, существуют факторы x_i и x_j такие, что одновременно

$$x_{ii} < x_{jj} \text{ и } x_{ii} > x_{jj}; \quad i, j \in (1, 2, \dots, n), \quad i \neq j.$$

Это приводит к необходимости проводить выбор решения в подмножестве Парето на основе некоторой схемы компромисса.

* Знак $\in$ — логический знак, обозначающий, что x является частью X , входит в множество X и читается как «входит в область», «является частью», «принадлежит области».

** Множество X полностью упорядочено отношением предпочтения — безразличия $\leq$, если для любой пары x_i, x_j элементов из X верно, что либо $x_i \leq x_j$, либо $x_j \leq x_i$. Отношение является: рефлексивным ($x_i \leq x_i$); транзитивным (из $x_i \leq x_j$ и $x_j \leq x_v$ следует $x_i \leq x_v$); антисимметричным (из $x_i \leq x_j$ и $x_j \leq x_i$ следует $x_i = x_j$). Множество X частично упорядочено отношением, если отношение обладает перечисленными свойствами, за исключением того, что не все пары элементов из X можно сравнить. Таким образом, могут существовать x_i и x_j такие, что $x_i \leq x_j$ не выполняется.

Наиболее предпочтительное решение должно принадлежать области компромиссов (проектировщики называют ее областью целесообразных вариантов) независимо от избираемого принципа оптимальности, который определяет свойства принятого решения и отвечает на вопрос о том, в каком смысле наиболее предпочтительное решение превосходит все остальные допустимые решения. В область компромиссов входят и оптимальные решения, принятые по одному из локальных критериев. Следовательно, в процессе выбора решения при векторном критерии поиск наиболее предпочтительного решения ограничивается областью компромиссов, которая, как правило, значительно меньше области возможных решений.

Все задачи принятия решения, с которыми приходится сталкиваться в связи с вопросами проектирования и управления производством, можно разбить на два больших класса: статические и динамические. *Статической* задачей принятия решений называется такая задача, в которой переменные не зависят явно от времени.

Динамической задачей принятия решений называется такая задача, в которой переменные явно зависят от времени, т. е. задачи, связанные с проектированием и управлением тех или иных процессов, объектов, развивающихся во времени. Однако многие статические задачи могут быть искусственно сведены к динамическим, и, наоборот, многие динамические задачи могут быть сведены к статическим.

Наука о процессах принятия решений базируется на использовании нескольких прикладных математических методов: расчетных вариантов и экономико-математического моделирования, принятия сложных решений, исследования функции на экстремум, линейного и нелинейного программирования, динамического программирования и графов, статистического анализа и прогнозирования, надежности простых и сложных систем и др.

Конкретное применение математического метода для определения и оптимизации параметров шахты обычно приводит к разработке модели, отражающей сущность процесса или работы объекта. *Математической моделью* называется совокупность математических и логических зависимостей, отражающих объективные взаимосвязи некоторой целевой функции с горно-геологическими и производственно-техническими факторами. Математическая модель, позволяющая воспроизводить динамику развития объекта или процесса путем выполнения ряда последовательных числовых расчетов, называется *имитационной*. В большинстве случаев модели имитации реализуются на ЭВМ. Модели имитации находят в настоящее время все более широкое применение при решении производственных задач.

Процесс построения математических моделей или моделей имитации называется *математическим моделированием*. Математическое моделирование предусматривает решение двух самостоятельных задач. Первая из них — это построение модели, т. е. составление системы уравнений и неравенств, которые отражают основные

закономерности, присущие изучаемому объекту, или разработка динамики изучаемой системы. Вторая задача состоит в получении в процессе исследований на модели необходимой информации. Решение модели заключается в нахождении таких значений переменных величин модели, которые удовлетворяют поставленной исследователем цели при заданных условиях наилучшим образом.

Всем математическим моделям присущи следующие элементы:

1. *Переменные параметры* — величины, оптимальное значение которых требуется найти в процессе исследования модели. Такие переменные обычно называются также оптимизируемыми параметрами.

2. *Постоянные параметры* — постоянные величины, остающиеся неизменными в процессе всего решения. Обычно они являются коэффициентами при переменных или свободными членами в уравнениях и неравенствах.

3. *Критерий оптимальности* — показатель, экстремальное значение которого (минимум или максимум) определяет оптимальное значение интересующих нас переменных в модели.

4. *Целевая функция* — функция, связывающая критерий оптимальности (показатель эффективности) с переменными и постоянными параметрами.

5. *Ограничение* — область возможных значений оптимизируемых величин. Ограничения обычно задаются в виде уравнений или неравенств.

Моделирование применяется тогда, когда непосредственное изучение самого объекта является затруднительным или невозможным. Среди математических моделей значительную часть составляют экономико-математические модели.

VI.2. МЕТОДЫ ОПТИМИЗАЦИИ, ОСНОВАННЫЕ НА ИССЛЕДОВАНИИ ЦЕЛЕВОЙ ФУНКЦИИ НА ЭКСТРЕМУМ С ПОМОЩЬЮ ДИФФЕРЕНЦИРОВАНИЯ

При решении задач горного дела метод исследования целевой стоимостной функции на экстремум применил проф. Б. И. Бокий в начале этого столетия. Метод предполагает исследование непрерывной нелинейной функции и применяется для оптимизации количественных параметров. Сущность метода заключается в следующем. Вначале составляется функциональная зависимость (целевая функция) между исследуемыми параметрами модели и критерием оптимальности. Целевая функция дифференцируется по исследуемому параметру, а производная приравливается нулю. Решая полученное уравнение относительно исследуемого параметра, получаем его оптимальное значение и затем значение целевой функции.

Если между величиной x и затратами S имеется функциональная зависимость вида

$$S = f(x) = c_1x + c_2/x + c_3, \quad (\text{VI.1})$$

где c_1, c_2, c_3 — постоянные величины, то

$$dS/dx = c_1 - c_2/x^2 = 0, \quad (\text{VI.2})$$

откуда

$$x_0 = \sqrt{c_2/c_1}. \quad (\text{VI.3})$$

Подставив значения c_1 и c_2 в выражение (VI.3), определим наиболее выгодное значение x_0 , при котором затраты минимальны.

Таким путем решаются задачи определения оптимального размера выемочного поля, шахтного поля, мощности шахты и др.

Если определена непрерывная функция нескольких переменных $S = f(x_1, x_2, \dots, x_n)$ в некоторой n -мерной области D , то исследование ее на экстремум выполняется после определения частных производных по всем независимым переменным x_i . Полученная система уравнений решается относительно неизвестных параметров $x_1, x_2, \dots, x_n$. Если найденная точка лежит внутри области D , а определитель системы уравнений из вторых производных в точке знакоопределен (т. е. > 0 или < 0), то значит экстремум найден.

Прежде чем решить вопрос путем нахождения минимума или максимума затрат, необходимо выяснить возможность получения экстремальных значений. Если все затраты увеличиваются или уменьшаются с изменением функции, то экстремума нет и нельзя этим методом решать поставленную задачу.

Если искомая величина является функцией двух переменных и после взятия частных производных и приравнивания их нулю получаются два сложных уравнения, аналитическое решение которых связано с затруднениями, прибегают к графическому методу.

При определении размеров шахтного поля по методу, предложенному акад. Л. Д. Шевяковым, сумма расходов

$$S_{\text{пр}}(S_{\text{ш. п.}}, n_3) = c_1 S_{\text{ш. п.}} + c_2 / S_{\text{ш. п.}} + c_3 n_3 + c_4 / n_3 + c_5 / S_{\text{ш. п.}} n_3 + c_6, \quad (\text{VI.4})$$

где $S_{\text{ш. п.}}, n_3$ — переменные; $S_{\text{ш. п.}}$ — размеры шахтного поля по простиранию; n_3 — число этажей по падению; $c_1, c_2, c_3, c_4, c_5, c_6$ — постоянные величины, получаемые в результате моделирования затрат, связанных с обработкой шахтного поля.

Определим частные производные по $S_{\text{ш. п.}}$ и n_3 и приравняем их нулю:

$$\partial S_{\text{пр}} / \partial S_{\text{ш. п.}} = c_1 - c_2 / S_{\text{ш. п.}}^2 - c_5 / S_{\text{ш. п.}}^2 n_3 = 0; \quad (\text{VI.5})$$

$$\partial S_{\text{пр}} / \partial n_3 = c_3 - c_4 / n_3^2 - c_5 / S_{\text{ш. п.}} n_3^2 = 0. \quad (\text{VI.6})$$

Математическое решение полученных двух уравнений с двумя неизвестными сложно, поэтому прибегают к графическому методу.

Для этого определяют значение $S_{ш.п}$ из уравнений (VI.5) и (VI.6):

$$S_{\text{ш.пл}} = \sqrt{\frac{c_2}{c_1} + \frac{c_5}{c_1 n_3}}; \quad (\text{VI.7})$$

$$S_{\text{w. nII}} = \frac{c_5}{c_3 n_3^2} - c_4. \quad (\text{VI.8})$$

По этим уравнениям строят кривые, изменяя значения n_3 . Точка пересечения кривых, спроектированная на оси абсцисс и ординат, дает искомое значение $S_{ш.п}$ и n_3 .

К аналитическим методам исследования функции на экстремум следует отнести и метод неопределенных множителей Лагранжа. Он применяется в тех случаях исследования на экстремум функции нескольких переменных $u = f(x_1, x_2, \dots, x_n)$, когда эти n переменные связаны наличием дополнительных условий, выраженных равенствами:

$$\begin{aligned} v_1(x_1, x_2, \dots, x_n) &= 0; \\ v_2(x_1, x_2, \dots, x_n) &= 0; \\ &\vdots \\ v_m(x_1, x_2, \dots, x_n) &= 0. \end{aligned} \tag{VI.9}$$

Таким образом, переменные $x_1, x_2, \dots, x_n$ не являются независимыми друг от друга. Исследование функции на условный максимум или минимум осуществляется в этом случае с помощью неопределенных множителей λ_m . Для этого составляется вспомогательная функция Лагранжа от $n + m$ переменных:

$$\begin{aligned} \Phi(x_1, x_2, \dots, x_n; \lambda_1, \lambda_2, \dots, \lambda_m) = & \\ = u(x_1, x_2, \dots, x_n) + \lambda_1 v_1(x_1, x_2, \dots, x_n) + & \\ + \lambda_2 v_2(x_1, x_2, \dots, x_n) + \dots + & \\ + \lambda_m v_m(x_1, x_2, \dots, x_n). & \end{aligned} \quad (\text{VI.10})$$

Далее функция Φ исследуется на абсолютный экстремум уже как обычная функция, т. е. с помощью частных производных:

$$\left. \begin{aligned} \partial\Phi/\partial x_1 &= 0; & \partial\Phi/\partial x_2 &= 0; & \dots &; & \partial\Phi/\partial x_n &= 0; \\ \partial\Phi/\partial \lambda_1 &= 0; & \partial\Phi/\partial \lambda_3 &= 0; & \dots &; & \partial\Phi/\partial \lambda_m &= 0. \end{aligned} \right\} \quad (\text{VI.11})$$

В результате получается система из $n + m$ уравнений, состоящих из n уравнений $\partial\Phi/\partial x_1$ и m уравнений-ограничений v_i ($x_1, x_2, \dots, x_n$) = 0. Полученную таким образом систему уравнений необходимо решить относительно переменных $x_1, x_2, \dots, x_n$ и множителей Лагранжа $\lambda_1, \lambda_2, \dots, \lambda_m$. Затем проверяются достаточные условия экстремума, связанные со знаками определителей из вторых производных, после чего вычисление экстремального значения целевой функции завершает расчет.

Метод неопределенных множителей Лагранжа в оптимальном проектировании впервые был применен К. И. Татомиром для оптимизации поперечных сечений горных выработок.

чества, меру суммарной стоимости, меру интервала времени и т. д. В одном из наиболее известных примеров решения задач линейным программированием — транспортной задаче c_{ij} — стоимость перевозки 1 т угля от i -го производителя к j -му потребителю; x_j — количество угля, перевозимого в разных (от i к j) направлениях; b_i — предельные объемы перевозок угля данного качества в каком-либо направлении; a_{ij} — коэффициенты участия отдельных переменных в формировании итогового качества плана перевозок по какому-то показателю.

Существуют различные способы решения задач линейным программированием. Наиболее часто применяют симплексный и распределительный способы. *Симплексный способ* (или способ последовательных приближений) пригоден практически для любых задач линейного программирования, отличается большим числом расчетных операций, шагов решения (называемых также итерациями). *Распределительный способ* пригоден для решения тех задач, когда в ограничениях типа $a_{ij}x_j \leq b_i$ коэффициенты a_{ij} равны единице.

Распределительный способ решения часто применяют в распространенной транспортной задаче, имеющей такую формулировку. Некоторый угольный район (бассейн) включает шахты, добывающие уголь различных марок и качества. Существует несколько мест потребления угля соответствующих марок и сортности. Стоимость перевозок в разных направлениях известна, известны предельные объемы потребления и поставок каждым предприятием. Необходимо найти план распределения перевозок, оптимальный по транспортным расходам, удовлетворяющий все запросы, но не выходящий за пределы производительности шахт и добычи угля на них по каждой марке.

Аналогично формулируется задача распределения дополнительной нагрузки на шахты района, бассейна, объединения; задача оптимизации генеральной схемы развития угольной промышленности СССР (включая строительство новых, реконструкцию и модернизацию действующих шахт), угольных бассейнов, районов и т. д.

Весьма распространенной является также задача оптимального распределения нагрузки на очистные забои в конкретных горно-геологических и горнотехнических условиях шахты. Это объясняется тем, что на шахте в общем случае приходится разрабатывать по несколько пластов угля различных марок, различной зольности и других качественных показателей с разными затратами труда, материалов, энергии и т. д. С учетом календарного плана отработки угольных пластов и целевого ряда требований горнотехнических, организационных и экономических необходимо так распределить нагрузку на отдельные угольные пласты и очистные забои, чтобы предприятие выполняло план по добыче с минимальными затратами средств и, следовательно, с наибольшей экономической выгодой.

В качестве примера можно рассмотреть шахту, разрабатывающую в некоторый момент времени четыре пласта мощностью $m_1 = 1,5$ м, $m_2 = 1,1$ м, $m_3 = 2,2$ м, $m_4 = 0,8$ м с углами падения

$\alpha_i = 8 \div 12^\circ$ и марками: первые два — коксующегося угля, третий и четвертый — энергетического с различной зольностью.

Очистные забои панели № 1 блока № 1 и панели № 3 блока № 2 работают в бремсберговых частях, а забои панели № 2 блока № 1 располагаются в уклонной части шахтного поля. Поэтому условия проветривания и транспорта для различных очистных забоев не одинаковые. Очистные забои оборудованы разными средствами механизации; отработка выемочных участков производится разными системами разработки (см. табл. VI.1).

Различные горно-геологические и горнотехнические условия в очистных забоях приводят к неодинаковым технико-экономическим показателям их работы: производительности труда, себестоимости продукции, отпускной цене и т. д. Поэтому в планируемый период необходимо так распределить нагрузку на очистные забои, чтобы на шахте при выполнении плана добычи 10 000 т/сут затраты на 1 т добычи достигли минимальной величины или не превышали заданного значения.

Естественно, что такая постановка задачи принципиально не изменяется и при использовании в качестве критериев оптимальности уровня рентабельности, прибыли и др.

В условиях конкретной шахты распределение нагрузки производится с учетом ограничений, которые вытекают из календарного плана отработки пластов, производительностей технологических звеньев, механизированных комплексов, из условий проветривания, транспорта, качественных требований и т. д. При этом увеличение числа учитываемых ограничений приводит к усложнению задачи. Ограничения можно свести к следующему: максимально возможная добыча с пласта № 1 — 3000 т/сут; № 2 — 2000 т/сут; № 3 — 3500 т/сут; № 4 — 1500 т/сут; общая нагрузка группы очистных забоев № 1 со всех пластов не может превысить 4000 т/сут; нагрузка группы № 2 — 2500 т/сут; № 3 — 3500 т/сут.

Если себестоимость добычи в очистных забоях принимает определенные значения, то можно получить следующую таблицу исходных данных задачи (см. табл. VI.1).

В табл. VI.1 индексами $c_{11}, \dots, c_{ij}, \dots, c_{43}$ обозначена себестоимость добычи 1 т угля по очистному забою, руб/т, а $A_{11}, \dots, A_{ij}, \dots, A_{43}$ — добыча в соответствующем очистном забое, т/сут (j — номер группы очистного забоя; i — номер пласта).

Решение задачи оптимального распределения нагрузки на очистные забои, т. е. нахождения нагрузки A_{ij} , обеспечивающей минимальные затраты на извлечение 10 000 т/сут угля (из которых 5000 т/сут — коксующийся уголь), может быть произведено распределительным методом линейного программирования. Математически задачу можно сформулировать следующим образом:

$$c_{11}A_{11} + c_{12}A_{12} + c_{13}A_{13} + c_{21}A_{21} + c_{22}A_{22} + c_{23}A_{23} + c_{31}A_{31} + \\ + c_{32}A_{32} + c_{33}A_{33} + c_{41}A_{41} + c_{42}A_{42} + c_{43}A_{43} = \sum_{i=1}^4 \sum_{j=1}^3 c_{ij}A_{ij} \rightarrow \text{opt},$$

Разрабатываемые пласты угля и их характеристика ($i = 1, 2, 3, 4$)	Системы разработки и средства (схемы) механизации для группы очистных забоев ($j = 1, 2, 3$)			Суммарная добыча с каждого пласта, т/сут
	№ 1 — очистные забои панели № 1 блока № 1	№ 2 — очистные забои панели № 2 блока № 1	№ 3 — очистные забои панели № 3 блока № 2	
№ 1 — $m_1 = 1,5$ м; $\alpha_1 = 8^\circ$; коксующийся уголь; уклонная часть шахтного поля	Столбовая; КМ-87; $c_{11} = 0,7$; $A_{11} = ?$	Сплошная; КМ-87; $c_{12} = 1,2$; $A_{12} = ?$	Столбовая; струги; $c_{13} = 1$; $A_{13} = ?$	3000
№ 2 — $m_2 = 1,1$ м; $\alpha_2 = 12^\circ$; коксующийся уголь; уклонная часть шахтного поля	Столбовая; струги; $c_{21} = 1,3$; $A_{21} = ?$	Сплошная; узко-захватные комбайны; $c_{22} = 1,8$; $A_{22} = ?$	Столбовая; струги; $c_{23} = 1$; $A_{23} = ?$	2000
№ 3 — $m_3 = 2,2$ м; $\alpha_3 = 10^\circ$; энергетический уголь, бремсберговая часть шахтного поля	Сплошная; КМ-87; $c_{31} = 1,1$; $A_{31} = ?$	Сплошная; КМ-87; $c_{32} = 1,1$; $A_{32} = ?$	Столбовая; струги; $c_{33} = 0,8$; $A_{33} = ?$	3500
№ 4 — $m_4 = 0,8$ м; $\alpha_4 = 8^\circ$; энергетический уголь; бремсберговая часть шахтного поля	Сплошная; струги; $c_{41} = 1,9$; $A_{41} = ?$	Сплошная; узко-захватные комбайны; $c_{42} = 2$; $A_{42} = ?$	Столбовая и комбинированная; струги; $c_{43} = 1,6$; $A_{43} = ?$	1500
Суммарная добыча с каждой группы очистных забоев, т/сут	4000	2500	3500	10 000

$$\text{т. е. } 0,7A_{11} + 1,2A_{12} + 1,0A_{13} + 1,3A_{21} + 1,8A_{22} + 1,0A_{23} + \\ + 1,1A_{31} + 1,1A_{32} + 0,8A_{33} + 1,9A_{41} + 2A_{42} + 1,6A_{43} \rightarrow \text{opt.}$$

(VI.14)

$$\begin{cases} A_{11} + A_{12} + A_{13} = 3000, \\ A_{21} + A_{22} + A_{23} = 2000, \\ A_{31} + A_{32} + A_{33} = 3500, \\ A_{41} + A_{42} + A_{43} = 1500, \end{cases} \quad \begin{cases} A_{11} + A_{21} + A_{31} + A_{41} = 4000, \\ A_{12} + A_{22} + A_{32} + A_{42} = 2500, \\ A_{13} + A_{23} + A_{33} + A_{43} = 3500. \end{cases}$$

(VI.15)

Число ограничений может возрасти за счет предельной и минимальной нагрузок на один очистной забой: например, $A_{ij} \leq 3000$ т/сут и $A_{ij} \geq 300$ т/сут. Решение может завершиться без этих ограничений с тем, чтобы, получив оптимальный план, скорректировать его с учетом дополнительных требований.

Решение задачи обычным путем с помощью системы линейных уравнений весьма сложно, если учесть, что число переменных может увеличиваться с увеличением числа угольных пластов и вариантов способа разработки.

Распределительный метод программированного нахождения оптимального распределения нагрузки позволяет свести решение к выполнению понятных и простых логических и вычислительных операций. Применение же вычислительных машин для решения подобных задач позволяет осуществлять оптимизацию многократно и быстро при разных ограничениях.

Процедуру решения данной задачи можно свести к следующим операциям:

I. Составление таблицы исходных данных для решения задачи (см. табл. VI.1).

II. Составление первоначального (отправного) плана распределения нагрузки. Назначение нагрузки на очистные забои с соблюдением горнотехнических и производственных ограничений можно осуществлять с помощью «правила северо-западного угла», сущность которого состоит в следующем.

Составляется прямоугольная матрица из четырех основных строк (пласты угля) и трех столбцов (группы забоев) (табл. VI.2).

Пересечения строк и столбцов образуют клетки или ячейки, в которые записывается нагрузка. Запись начинают с верхней левой (т. е. северо-западной $i-j = 1-1$) клетки по строке и далее вниз по диагонали. С учетом производственной возможности очистных забоев в ячейку 1—1 записываем 3000, т. е. всю нагрузку на пласт № 1. На этом возможная нагрузка на пласт исчерпана, и в ячейку $i-j = 1-2$, $i-j = 1-3$ (т. е. на забой № 2 и 3 пласта № 1) записываем 0.

Таблица VI.2

Пласты угля	Группы очистных забоев			Добыча на пластах, т/сут
	№ 1	№ 2	№ 3	
№ 1	3000	0	0	3000
№ 2	1000	1000	0	2000
№ 3	0	1500	2000	3500
№ 4	0	0	1500	1500
Итого, т/сут	4000	2500	3500	10 000

Аналогично, начиная с ячейки $i-j = 2-1$, распределяем нагрузку пласта № 2. Для ячейки $i-j = 2-1$ нагрузка 1000 т/сут, $i-j = 2-2$ — 1000 т/сут и $i-j = 2-3$ — 0. Обязательно производится проверка нагрузки по столбцам, т. е. по группам забоев [см. формулу (VI.15)].

Полученный таким образом отправной план распределения нагрузки оценивается в общих затратах и удельных на 1 т угля в среднем [см. формулу (VI.14)]:

$$\sum_{i=1, j=1}^{m, n} c_{ij} A_{ij} = 0,7 \cdot 3000 + 1,3 \cdot 1000 + 1,8 \cdot 1000 + 1,1 \cdot 1500 + 0,8 \times \\ \times 2000 + 1,6 \cdot 1500 = 2100 + 1300 + 1800 + 1650 + 1600 + 2400 = \\ = 10850 \text{ руб.}, \\ c_{\text{ср}} = \frac{10850}{10000} = 1,08 \text{ руб./т.}$$

III. Проверка плана на оптимальность. Установление факта, является ли отправной план (или любой последующий вариант плана) оптимальным, осуществляется с помощью специального правила распределительного метода. Это правило гласит: если

Таблица VI.3

Пласты угля	Группы очистных забоев			Условные числа
	№ 1	№ 2	№ 3	
№ 1	0,7	1,2	1,0	-0,7
№ 2	1,3	1,8	1,0	-1,3
№ 3	1,1	1,1	0,8	-0,6
№ 4	1,9	2,0	1,6	-1,4

Таблица IV.4

Пласты угля	Группы очистных забоев		
	№ 1	№ 2	№ 3
№ 1	0	0,5	0,3
№ 2	0	0,5	-0,3
№ 3	0,5	0,5	+0,2
№ 4	0,5	0,6	+0,2
Условные числа	± 0	-0,5	-0,2

в очередном варианте плана распределения индексы (в нашем случае себестоимость, т. е. c_{ij}) всех загруженных (с записанной не нулевой нагрузкой) ячеек равны 0, а индексы всех свободных (с нагрузкой $A_{ij} = 0$) ячеек — положительные числа, то вариант плана является оптимальным.

Для проверки составляется вспомогательная табл. VI.3 с индексами в ячейках.

Из табл. VI.3 видно, что индексы загруженных (обведенных рамкой) ячеек — положительные числа, а не нули. Для приведе-

ния индексов загруженных ячеек к нулям нужно подобрать соразмерные числа с противоположным знаком и прибавить их в том или другом порядке к соответствующим числам-индексам по строкам, а затем по столбцам матрицы.

По строкам прибавляем числа, записанные в крайнем правом столбце табл. VI.3, и в результате получим новую табл. VI.4 индексов.

Очевидно, что для удовлетворения требований первой части правила оптимальности к столбцу № 2 нужно прибавить число «— 0,5», к столбцу № 3 — число «— 0,2», а к столбцу № 1 прибавлять ничего не нужно.

После прибавления чисел по столбцам (см. табл. VI.4, нижняя строчка) получим табл. VI.5.

Поскольку в свободных клетках табл. VI.5 имеются отрицательные индексы, т. е. условия правила оптимальности полностью все-таки не удовлетворяются, составленный первоначальный план распределения нагрузки на забой не является оптимальным.

Т а б л и ц а VI.5

Пласты угля	Группы очистных забоев		
	№ 1	№ 2	№ 3
№ 1	<u>0</u>	0	0,1
№ 2	<u>0</u>	<u>0</u>	—0,5
№ 3	0,5	<u>0</u>	<u>0</u>
№ 4	0,5	<u>0,1</u>	<u>0</u>

IV. *Составление нового плана.* Улучшение очередного (или исходного) плана осуществляется по следующему правилу распределительного метода линейного программирования, которое можно назвать правилом ортогонального многоугольника. Построение такого многоугольника состоит в проведении от свободной клетки таблицы индексов с максимальным отрицательным числом прямой линии вдоль строки матрицы до такой ближайшей загруженной клетки, от которой возможно под углом 90° к проведенной линии (т. е. уже по столбцу) провести другую линию снова до ближайшей загруженной клетки, а от нее, в свою очередь, по строке должна проводиться также прямая линия до следующей загруженной клетки и т. д. до тех пор, пока контур не замкнется в исходной точке. Таким образом, все вершины ортогонального многоугольника, кроме одной, должны находиться в загруженных клетках.

Вершина многоугольника в исходной клетке считается четной (Ч), следующая за ней — нечетной (НЧ), следующая — четной (Ч) и т. д. Число четных вершин, естественно, равно числу нечетных.

Именно между ячейками построенного многоугольника в дальнейшем производится перераспределение нагрузки, позволяющее

улучшить, оптимизировать план. При этом из клеток нечетных вершин выбирается наименее нагруженная клетка и количество груза, указанное в ней, отнимается из всех клеток нечетных вершин и прибавляется в клетки четных вершин многоугольника. В результате такого перемещения нагрузки клеток внутри многоугольника получается новый план распределения нагрузки.

Из табл. VI.5 видно, что исходной ячейкой многоугольника может быть $i-j = 2-3$ с индексом «— 0,5». Многоугольник преобразуется в прямоугольник (рис. VI.1), т. е. перераспределение нагрузки следует производить между четырьмя ячейками (табл. VI.6).

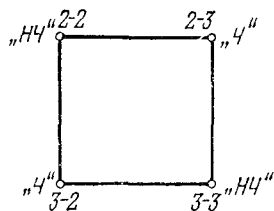


Рис. VI.1. Прямоугольник для выявления очистных забоев, между которыми целесообразно перераспределить добычу

Сравнение затрат, связанных с первоначальной загрузкой ячеек, попавших в вершины прямоугольника, с затратами при новой загрузке позволяет убедиться в правильности проведенной оптимизации.

Т а б л и ц а VI.6

№ ячеек	ч 2-3	нч 2-2	ч 3-2	нч 3-3	Итого нагрузка, т/сут
Первоначальная загрузка	0	1000	1500	2000	4500
Новая загрузка	1000	0	2500	1000	4500
Фактический индекс (себестоимость) ячейки	1,0	1,8	1,1	0,8	

С учетом произведенного перераспределения нагрузки можно составить новый, улучшенный план распределения нагрузки по всем забоям — ячейкам матрицы (табл. VI.7).

Если подсчитать суммарные затраты по реализации этого нового плана, то они окажутся на 500 руб. меньшими по сравнению с таковыми при отправном плане:

$$\sum_{i=1, j=1}^{i=4, j=3} c_{ij} A_{ij} = 0,7 \cdot 3000 + 1,3 \cdot 1000 + 1,0 \cdot 1000 + 1,1 \cdot 2500 + 0,8 \cdot 1000 + 1,6 \cdot 1500 = 10\,350 \text{ руб., или } 1,04 \text{ руб./т.}$$

V. Новая проверка плана на оптимальность. Для этого на основании преобразованной матрицы индексов (см. табл. VI.5) с учетом перераспределения загрузки ячеек (см. табл. VI.7) составляется новая матрица индексов, к которой применяются правила оптимальности распределительного метода (табл. VI.8).

Как видно из табл. VI.8, ее отличие от табл. VI.5 заключается в перемещении загрузки из ячейки 2—2, которая стала свободной в ячейку 2—3, которая теперь загружена.

Поскольку в загруженной ячейке 2—3 индекс не равен 0, прибавим по строкам № 2 и № 1 числа «+ 0,5», а по столбцу № 1 число «— 0,5». По строкам № 3 и № 4, а также по столбцам № 2 и № 3 прибавлять ничего не нужно, так как загруженные ячейки в пересечении этих строк и столбцов оказались с индексами, равными 0.

В результате получим новую таблицу (табл. VI.9) индексов. В данном варианте плана таблица индексов приведена к виду, отвечающему правилу оптимальности: в загруженных ячейках индексы равны 0, а в незагруженных ячейках индексы — неотрицательные числа. Следовательно, полученный план (см. табл. VI.7) является оптимальным. На пласте № 1 (коксующийся уголь) работает один забой с нагрузкой 3000 т/сут, на пласте № 2 (коксующийся уголь) — два очистных забоя с нагрузкой по 1000 т/сут, на пласте № 3 (энергетический уголь) — два забоя с нагрузкой 2500 и 1000 т/сут, а на пласте № 4 — один очистной забой с нагрузкой 1500 т/сут.

Таблица VI.7

Пласты угля	Группы очистных забоев			Добыча на пластах, т/сут
	№ 1	№ 2	№ 3	
№ 1	0,7	1,2	1,0	3000
	3000	0	0	
№ 2	1,3	1,8	1,0	2000
	1000	0	1000	
№ 3	1,1	1,1	0,8	3500
	0	2500	1000	
№ 4	1,9	2,0	1,6	1500
	0	0	1500	
Итого, т/сут	4000	2500	3500	10 000

Таблица VI.8

Пласты угля	Группы очистных забоев			Условные числа
	№ 1	№ 2	№ 3	
№ 1	0	0	0,1	+0,5
№ 2	0	0	-0,5	+0,5
№ 3	0,5	0	0	+0
№ 4	0,5	0,1	0	±0
Условные числа	-0,5	±0	±0	

Таблица VI.9

Пласты угля	Группы очистных забоев		
	№ 1	№ 2	№ 3
№ 1	0	+0,5	+0,6
№ 2	0	+0,5	0
№ 3	0	0	0
№ 4	0	+0,1	0

Оптимизация плана привела к экономии затрат в сумме 500 руб/сут, т. е. 4,5 %, по отношению к затратам при исходном варианте. Характерно, что применение процедуры оптимизации распределительным методом линейного программирования привело к физически обоснованному перераспределению нагрузки на забой. Если наиболее нагруженными остались забои, работающие по столбовой и комбинированной системам с комплексами и стругами, то забои, работающие по сплошной системе, нагрузки не получили почти на всех пластах. Зная оптимальное распределение нагрузки по забоям, можно учесть ряд других ограничений и по-

желаний, например передать нагрузку малонагруженных забоев другим забоям.

При этом распределение нагрузки не будет оптимальным, но разница (ущерб) будет невелика. Недостаток методов линейного программирования заключается в ограниченной области их применения, так как формулировка задачи должна быть представлена лишь в виде линейных зависимостей.

VI.4. МЕТОД ДИНАМИЧЕСКОГО ПРОГРАММИРОВАНИЯ

Практика проектирования и управления шахт испытывает острую потребность в математических методах решения многочисленных горных задач, описывающих развивающиеся системы и процессы. При решении подобных задач, отражающих развитие систем и процессов во времени и в пространстве, наибольшими возможностями обладает аппарат динамического программирования. При этом в целом сложные (а иногда неразрешимые) задачи сводятся к последовательному решению относительно простых задач. Развитие одних объектов, процессов заканчивается в относительно короткие сроки (отработка этажа, панели и др.), когда с достаточной точностью и надежностью оказывается возможным получить информацию, характеризующую процесс развития с начала и до конца. Другие объекты и процессы развиваются в пределах большого интервала времени (срок службы шахты, горизонта и др.), когда в момент начала развития объекта или процесса проектировщик не располагает достаточно точными и надежными сведениями о характере и деталях процесса развития в будущем. Это обстоятельство исключает возможность механического применения метода динамического программирования в решении задач, охватывающих развитие соответствующих объектов.

В классическом виде метод динамического программирования приведен в работах [10, 11]. В общем виде задача с решением динамическим программированием записывается следующим образом: многошаговый процесс развития объекта выражается функцией $\Phi(x_1, x_2, \dots, x_n)$. При этом каждый из m шагов (этапов) в развитии объекта выражается частной неотрицательной функцией

$$f_1(\bar{x}), f_2(\bar{x}), \dots, f_i(\bar{x}), \dots, f_m(\bar{x}).$$

Переменные x связаны системой ограничений и для каждой частной функции представляются своей областью значений:

$$\bar{x} \in d_1; \quad \bar{x} \in d_2; \quad \dots; \quad \bar{x} \in d_i; \quad \dots \quad \bar{x} \in d_m.$$

На каждом i -м этапе (шаге) объект, состояние которого можно условно обозначить S_{i-1} , допускает управление u_i .

Посредством этого управления объект переводится в другое состояние S_i , которое, таким образом, зависит от предыдущего состояния S_{i-1} и выбранного управления u_i . Переход объекта из одного состояния в другое (т. е. реализация управления u_i), а

также пребывание в любом из них связаны с затратами, с получением продукции или с прибылью ω_i .

Следовательно, во-первых, развитие объекта представляется зависимостью $S_i = S_i(S_{i-1}, u_i)$, где S_i является функцией двух аргументов S_{i-1} и u_i ; во-вторых, переход объекта последовательно из начального состояния S_0 в конечное S_m за m шагов (этапов) связан с получением прибыли

$$W_{1, 2, \dots, m} = \sum_{i=1}^m \omega_i(S_{i-1}, u_i), \quad (\text{VI.16})$$

где $\omega_i(S_{i-1}, u_i)$ — прибыль, получаемая на i -м этапе, зависящая от предыдущего состояния объекта S_{i-1} и выбранного управления u_i .

Величина критерия оптимальности развития объекта в итоге определяется суммированием его значений ω_i , достигаемых на отдельных этапах.

В основу процедуры решения задачи методом динамического программирования положен принцип оптимальности, сущность которого можно проиллюстрировать на следующем условном примере (рис. VI.2). Предположим, что объект в своем развитии переходит из начального состояния A в конечное состояние B , проходя через некоторое промежуточное состояние C . Согласно прин-

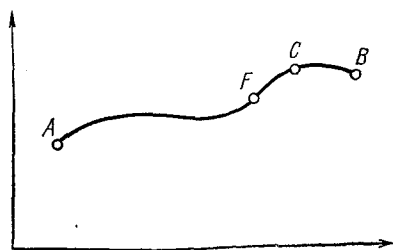


Рис. VI.2. Траектория оптимального перехода системы из начального состояния A в конечное B

ципу оптимальности можно утверждать, что, если путь развития ACB является оптимальным среди других возможных путей, то оптимальна также любая часть этого пути, в том числе и часть CB . Сформулированный принцип прост, но он служит ключом для определения оптимального пути ACB , если рассуждения строить в обратном порядке.

Очевидно, что в интересах оптимальности развития объекта управление на каждом этапе u_i должно приниматься с учетом будущего. И только последний этап может планироваться без взгляда на будущее. Этот последний этап в развитии, единственный из всех, можно планировать, так чтобы он сопровождался наименьшими затратами или наибольшим успехом, прибылью, т. е. обращая критерий в минимум (или максимум).

При этом точка C может быть выбрана сколь угодно близкой к конечной точке B , т. е. последний этап может быть сколь угодно малым. Спланировав оптимальным образом этот последний этап, можно к нему пристраивать предпоследний FC , к которому в свою очередь, присоединять предыдущий, и т. д. Так можно поступать и далее, все время увеличивая конечный отрезок пути, пока им не

будет охвачен весь путь развития объекта. Так решение разворачивается в обратном по времени направлении: от конца к началу.

Одна из первых попыток применения динамического программирования в теоретической постановке для решения задачи поэтапного проектирования шахт сделана проф. П. В. Авдуловым, А. С. Бурчаковым, Б. М. Воробьевым, В. Г. Шориним. Развитие шахты представляется как последовательная смена состояний, начиная с пуска шахты в эксплуатацию S_0 и кончая полной отработкой всех запасов шахтного поля и закрытием шахты S_m :

$$S_i = S_i(S_{i-1}, u_i) \quad (i=0,1; \dots; m).$$

На каждом i -м этапе развития шахта допускает определенное множество управлений $\{u_i\}$, посредством которых она переходит из состояния S_{i-1} в состояние S_i . Это новое состояние S_i зависит от предыдущего состояния S_{i-1} и выбранного управления u_i .

Динамическая постановка оптимизации всей последовательности переходов шахты из начального S_0 состояния в конечное S_m предполагает на каждом этапе выбор управления с учетом будущего развития, в значительной степени неопределенного, за исключением последнего этапа. Управление на последнем этапе можно выбирать без учета будущих этапов, т. е. в условиях, не требующих компромисса между настоящим и будущим. Развитие шахты на последнем этапе планируется исходя из требований экстремума критерия оптимальности. Вслед за оптимизацией последнего этапа можно приступить к оптимизации предпоследнего, приставив его к уже оптимизированному, и т. д.

Оптимизация последнего m -го этапа (рис. VI.3) исходит из предполагаемых состояний шахты на конец предпоследнего этапа

$$\{S_{m-1}\} = S'_{m-1}; S''_{m-1}; S'''_{m-1}; \dots,$$

для каждого из которых назначается множество $\{u_m(S_{m-1})\}$ и выбирается условно * оптимальное управление $u^*_m(S_{m-1})$ — одно для каждого из $\{S_{m-1}\}$ состояний: $u^*_{ma}, u^*_{mb}, u^*_{mb}$. Критерий оптимальности, в качестве которого примем приведенные затраты, на этом последнем шаге оптимизации (этапе развития шахты) при применении оптимальных управлений достигает минимального значения при переходе из соответствующего состояния:

$$W^*_m(S_{m-1}) = \min_{u_m} \{\omega_m(S_{m-1}, u_m)\}. \quad (\text{VI.17})$$

В формуле (VI.17) $\omega_m(S_{m-1}, u_m)$ обозначает затраты вообще (неоптимальные) на последнем шаге, зависящие как от результата предыдущего шага S_{m-1} , так и от примененного управления u_m .

Из всех затрат $\omega_m(S_{m-1}, u_m)$ при разных управлениях $\{u_m\}$ выбираются те $W^*_m(S_{m-1})$, которые имеют минимальное значение. Это и означает запись, $\min_{u_m}$ Находя условные минимальные значения затрат $W^*_m(S_{m-1})$, тем самым находим и условные оптималь-

ные управления $\{u_m^*(S_{m-1})\}$. Соответствие между условным оптимальным уровнем* затрат и условным оптимальным управлением символически записывается в виде

$$\begin{aligned} W_m^*(S'_{m-1}) &\sim u_{m;a}^*(S'_{m-1}); \\ W_m^*(S''_{m-1}) &\sim u_{m;b}^*(S''_{m-1}); \\ W_m^*(S'''_{m-1}) &\sim u_{m;b}^*(S'''_{m-1}) \text{ и т. д.} \end{aligned} \quad (\text{VI.18})$$

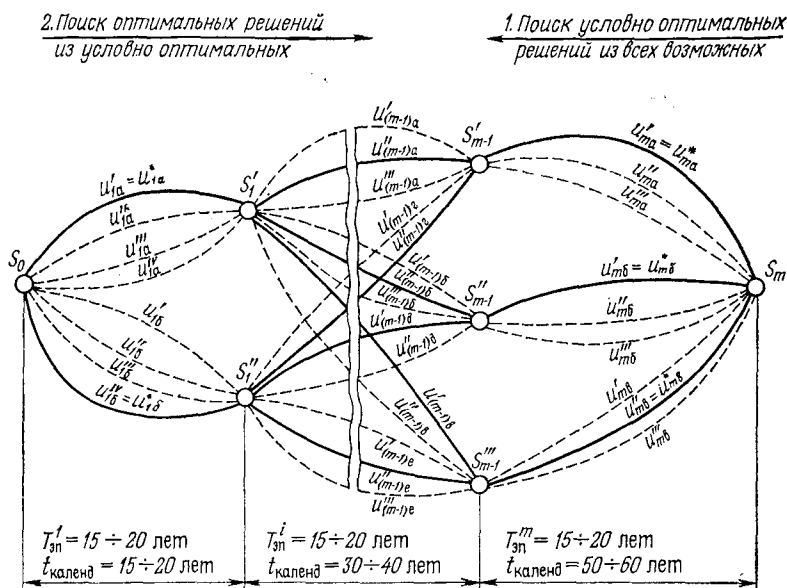


Рис. VI.3. Обратный порядок оптимизации развития шахты методом динамического программирования

Таким образом, оптимизация последнего шага при любом результате предпоследнего шага произведена и найдено соответствующее условное оптимальное управление.

Перейдем к оптимизации предпоследнего $(m-1)$ -го шага (на рис. VI.3 эти состояния опущены). Предположим, что в результате $(m-2)$ -го шага система пришла в какое-то множество подобных состояний $\{S_{m-2}\}$. Пусть на $(m-1)$ -м шаге применили управление $\{u_{m-1}\}$. В результате этого управления на $(m-1)$ -м шаге получим значение затрат, зависящее как от состояния системы, так и от примененного управления

$$\omega_{m-1} = \omega_{m-1}(S_{m-2}, u_{m-1}), \quad (\text{VI.19})$$

* Условным в данном случае управление называется потому, что оно предпосылается предполагаемому (условному) состоянию и переходу из него в другое.

а система перейдет в новое состояние S_{m-1} , тоже зависящее от предыдущего состояния и от управления

$$S_{m-1} = S_{m-1}(S_{m-2}, u_{m-1}). \quad (VI.20)$$

Но для любого результата $(m-1)$ -го шага следующий m -й шаг уже оптимизирован и минимальный уровень затрат на нем равен

$$W_m^*(S_{m-1}) = W_m^*[S_{m-1}(S_{m-2}, u_{m-1})]. \quad (VI.21)$$

Введем в рассмотрение полную величину затрат на двух последних шагах при любом управлении на $(m-1)$ -м шаге и оптимальном управлении на m -м шаге. Обозначим ее $W_{m-1, m}^+$. Знак «+» (плюс в индексе) обозначает величину затрат при не полностью оптимизированном управлении в отличие от знака «*» (звездочка), которым обозначается величина затрат при полностью оптимизированном управлении.

Затраты $W_{m-1, m}^+$, естественно, зависят от предыдущего состояния системы S_{m-2} и примененного на $(m-1)$ -м шаге управления u_{m-1} . Учитывая формулы (VI.19) и (VII.20), получим следующее выражение для $W_{m-1, m}^+$:

$$W_{m-1, m}^+(S_{m-2}, u_{m-1}) = \omega_{m-1}(S_{m-2}, u_{m-1}) + W_m^*[S_{m-1}(S_{m-2}, u_{m-1})]. \quad (VI.22)$$

Необходимо выбрать такое оптимальное условное управление на $(m-1)$ -м шаге $u_{m-1}(S_{m-2})$, при котором величина (VI.22) достигла бы минимального значения:

$$W_{m-1, m}^*(S_{m-2}) = \min_{u_{m-1}} \{W_{m-1, m}^+(S_{m-2}, u_{m-1})\}. \quad (VI.23)$$

Найдем минимальный условный уровень затрат на двух последних шагах и соответствующее ему оптимальное условное управление на $(m-1)$ -м шаге:

$$W_{m-1, m}^*(S_{m-2}) \sim u_{m-1}^*(S_{m-2}). \quad (VI.24)$$

Точно таким же образом можно найти условные минимальные значения затрат на нескольких предыдущих и последних этапах процесса и соответствующие им оптимальные условные управления:

$$\begin{aligned} W_{m-2, m-1, m}^*(S_{m-3}) &\sim u_{m-2}^*(S_{m-3}); \\ W_{m-3, m-2, m-1, m}^*(S_{m-4}) &\sim u_{m-3}^*(S_{m-4}) \text{ и т. д.} \end{aligned} \quad (VI.25)$$

В общем случае, если $(i+1)$ -й шаг оптимизирован для любого i -го состояния, т. е. получено соответствие

$$W_{i+1, \dots, m}^*(S_i) \sim u_{i+1}^*(S_i),$$

то условная оптимизация i -го шага производится согласно формуле

$$W_{i, i+1, \dots, m}^*(S_{i-1}) = \min_{u_i} \{W_{i, i+1, \dots, m}^+(S_{i-1}, u_i)\},$$

где $W_{i, i+1, \dots, m}^+(S_{i-1}, u_i) = W_i(S_{i-1}, u_i) + W_{i+1, \dots, m}^+ \times [S_i(S_{i-1}, u_i)] -$

затраты, достигаемые на последних этапах (шагах), начиная с i -го, при любом управлении на i -м этапе (шаге) и оптимальных управлениях на всех последующих: $S_i(S_{i-1}, u_i)$ — состояние, в которое объект переходит из состояния S_{i-1} под влиянием управления u_i .

Устанавливая минимальное значение критерия $W_{i, i+1, \dots, m}^+(S_{i-1})$ из всех возможных на последних этапах, начиная с i -го, тем самым определяем условное оптимальное управление на i -м этапе:

$$W_{i, i+1, \dots, m}^+(S_{i-1}) \approx u^*(S_{i-1}).$$

Применяя последовательно шаг за шагом описанную процедуру, дойдем до первого шага оптимизации, т. е. до оптимизации параметров шахты на первом этапе развития:

$$W_{1, \dots, m}^+(S_0) \approx u^*(S_0), \quad (\text{VI.26})$$

где S_0 — начальное состояние системы.

В результате последовательного прохождения всех этапов от конца к началу будут найдены: минимальная величина затрат на всех шагах и соответствующее ей оптимальное начальное состояние процесса:

$$W_{\text{об}}^* = W_{1, 2, \dots, m}^+(S_0). \quad (\text{VI.27})$$

Построенное управление еще не является оптимальным, так как на каждом шаге найдено только условное оптимальное управление. На рис. VI.3 условно оптимальные пути перевода объекта в конечное состояние S_m из предыдущих состояний $S_{m-1}, S_{m-2}, \dots, S_0$ обозначены жирными линиями:

$$\begin{aligned} S_0 &\rightarrow S_1' \rightarrow \dots \rightarrow S_{m-1}' \rightarrow S_m \\ u_{1a}^* &\rightarrow \dots \rightarrow u_{(m-1)a}^* \rightarrow u_{ma}^* \\ S_0 &\rightarrow S_1' \rightarrow \dots \rightarrow S_{m-1}'' \rightarrow S_m \\ u_{1a}^* &\rightarrow \dots \rightarrow u_{(m-1)\delta}^* \rightarrow u_{m\delta}^* \\ S_0 &\rightarrow S_1' \rightarrow \dots \rightarrow S_{m-1}''' \rightarrow S_m \\ u_{1a}^* &\rightarrow \dots \rightarrow u_{(m-1)\beta}^* \rightarrow u_{m\beta}^* \\ S_0 &\rightarrow S_1'' \rightarrow \dots \rightarrow S_{m-1}' \rightarrow S_m \\ u_{1\delta}^* &\rightarrow \dots \rightarrow u_{(m-1)\gamma}^* \rightarrow u_{m\gamma}^* \end{aligned}$$

и так далее

$$\begin{aligned} &\dots \\ &\dots \\ S_0 &\rightarrow S_1'' \rightarrow \dots \rightarrow S_{m-1}''' \rightarrow S_m \\ u_{1\delta}^* &\rightarrow \dots \rightarrow u_{(m-1)\epsilon}^* \rightarrow u_{m\epsilon}^* \end{aligned}$$

Чтобы найти окончательное оптимальное управление всего процесса развития шахты, необходимо снова пройти всю последовательность этапов — на этот раз от начала к концу. Этот второй «проход по этапам» будет гораздо проще первого, потому что варьировать условия уже не придется.

Важно подчеркнуть, что все варианты условно оптимальных путей развития объекта получены как пути в целом от S_m до S_0 . Поэтому сопоставление их с начала S_0 до завершения S_m также должно производиться в целом. Начальным состоянием всех этих условно оптимальных путей является S_0 .

На первом шаге объект под воздействием условно оптимальных управлений u_{1a}^* и u_{16}^* переходит в состояние:

$$S_1' = S_1'(S_0, u_{1a}^*);$$

$$S_1'' = S_1''(S_0, u_{16}^*).$$

Управление на втором шаге уже оптимизировано для любого исхода первого шага, т. е. известно $\{u_2^*(S_1)\}$.

Подставляя в последнее выражение S_1^* , получим:

$$u_2^* = \{u_2^*(S_1^*)\}$$

и так далее, пока не дойдем до конечного состояния системы

$$S_m^* = \{S_m^*(S_{m-1}^*; u_m^*)\}$$

и оптимального управления на последнем шаге

$$u_m^* = u_m^*(S_{m-1}^*).$$

Таким образом выбираются не только оптимальные управления при уже реальных и предполагаемых состояниях, но и оптимальные сочетания последовательности состояний с соответствующими оптимальными управлениями. Каждый последующий шаг завершается некоторым состоянием, управление для которого оптимизировано.

В результате определяется окончательное решение задачи: минимально возможный уровень затрат W^* и оптимальное управление $\bar{u}^*$, состоящее из оптимальных управлений на отдельных этапах

$$\bar{u}^* = (u_1^*, u_2^*, \dots, u_m^*).$$

При проектировании горных предприятий методы динамического программирования могут найти значительное применение в задачах, допускающих разбиение на этапы. Однако вследствие сложности расчетов при динамическом программировании им нужно пользоваться при решении лишь действительно сложных задач. Дело в том, что математическая постановка задачи динамического программирования устанавливает процедуру нахождения оптимального согласования последовательности состояний шахты, характерных для соседних этапов. Оптимизация проектных решений в пределах этапа требует учета и сопоставления полных затрат,

связанных с реализацией вариантов, т. е. требует специальных экономико-математических моделей развития шахты на каждом из этапов.

К задачам подобного плана следует относить: распределение добычи между предприятиями угольного района или бассейна; установление оптимальных сроков службы горных предприятий; оптимизацию календарных планов отработки запасов; оптимизацию развития горных предприятий и др.

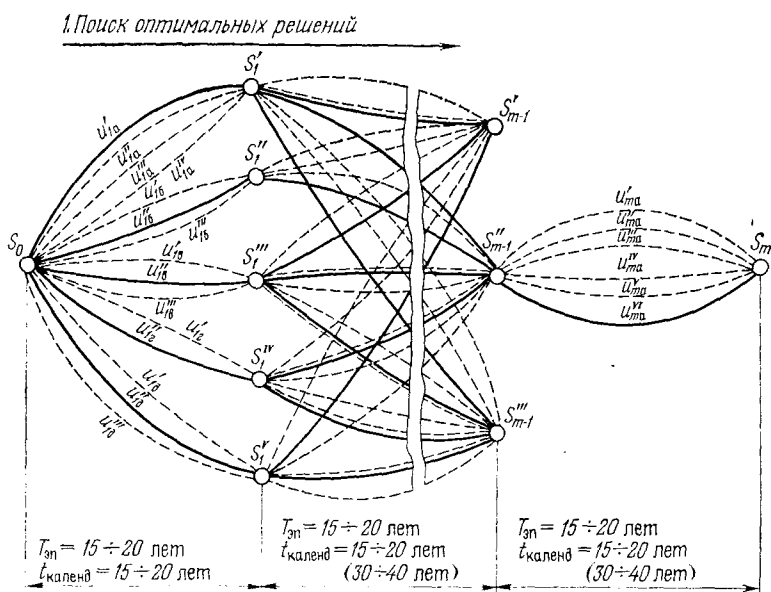


Рис. VI.4. Прямой порядок оптимизации развития шахты методом динамического программирования

Вместе с тем именно эти задачи связаны с существованием объекта в течение длительного времени, что делает затруднительным применение динамического программирования в классическом виде. Так, оптимизация развития шахты, начиная с последнего этапа, означает оптимизацию развития шахты за весь срок службы (50—60 лет). Исходным интервалом времени оказывается последний этап, отстоящий от момента проектирования шахты на 40—50 лет. Естественно, что предусмотреть на столь отдаленное время прогрессивные проектные решения по развитию шахты, надежно оценить экономически сопоставимые варианты становится невозможным.

В связи с этим возможен иной порядок оптимизации развития объекта и решения задачи (рис. VI.4), при котором сначала оптимизируются первый и второй этапы, затем второй и третий, третий и четвертый и т. д., пока не будет включен в решение последний

m -й этап развития объекта. Это позволяет, в свою очередь, конструировать технологию последующего этапа (развитие) на базе достоверной информации предыдущего, а не наоборот, как предусматривает классическая процедура оптимизации решений динамическим программированием.

VI.5. МЕТОДЫ НЕЛИНЕЙНОГО ПРОГРАММИРОВАНИЯ

Методы нелинейного программирования обеспечивают решение экстремальных задач, в которых целевая функция и ограничения оказываются в виде нелинейных зависимостей от оптимизируемых неизвестных параметров. Задачи оптимизации многих параметров шахт, математическая запись которых сводится к зависимостям функций от аргументов не в первой степени, решаются методами нелинейного программирования.

Характерной для нелинейного программирования является задача выбора оптимальных сечений сети (цепи) горных выработок шахты, которая формулируется следующим образом. Требуется установить сечения вентиляционной сети (цепи) горных выработок, при которых сумма эксплуатационных и капитальных затрат на их проведение, поддержание, укрепление будет минимальна, а суммарная депрессия каждой цепи, преодолеваемая главным вентилятором с регламентированным напором, не превышает заданного уровня:

$$S_{\text{пр}} = \sum_{i=1}^m \sum_{j=1}^{\mu} \sum_{t=0}^{\tau} \left[(C_{ijt} + E_n K_{ijt}) \frac{1}{(1 + E_{n.n})^t} + C_{ijt \text{ подд. в }} \frac{1}{(1 + E_{n.n})^t} \right]; \quad (\text{VI.29})$$

$$H_t = \sum_{j=1}^{\mu} \frac{\alpha_j P_j L_j Q_j^2}{F_j n_j^2} \leq H_p - \Delta h_j, \quad (\text{VI.30})$$

где m — число расчетных вентиляционных цепей в вентиляционной сети шахты; μ — число звеньев вентиляционной цепи; C_{ijt} — эксплуатационные расходы на проведение в t -м году j -й горной выработки в i -й вентиляционной цепи; K_{ijt} — капитальные затраты на проведение в t -м году j -й горной выработки в i -й вентиляционной цепи; $(C_{ijt} + E_n K_{ijt})1/(1 + E_{n.n})^t$ — приведенные затраты на проведение в t -м году j -й горной выработки в i -й вентиляционной цепи с учетом фактора времени; $C_{ijt \text{ подд. в }}1/(1 + E_{n.n})^t$ — затраты на поддержание и ремонт j -й горной выработки в i -й вентиляционной цепи с учетом фактора времени; $Q_j, F_j, \alpha_j, P_j, L_j$ — соответственно количество воздуха, площадь сечения, коэффициент аэродинамического сопротивления, периметр и расчетная длина выработки, участвующей в вентиляции; Δh_j — депрессия выработок j -й цепи, сечения которых определены; H_p —

регламентированный уровень общешахтной депрессии вентилятора.

Известно, что затраты на проведение и поддержание горных выработок при прочих равных условиях являются функцией их сечения и длины. Сами сечения зависят от количества воздуха, подаваемого по выработке. Но и депрессия, являющаяся ограничивающим условием модели, зависит от тех же параметров. Эта задача, впервые поставленная и решенная чл.-кор. АН УССР К. И. Татомиром, допускает ряд методов, из которых при конкретном проектировании нашла применение методика Центрогипрошахта, основанная на использовании градиентного метода.

Взаимную зависимость общешахтной депрессии H , суммарной стоимости проведения, поддержания (перекрепления) горных выработок и затрат на охлаждение воздуха $C_{ох}$ можно представить в виде функции r переменных. Тогда математическая модель задачи сводится к минимизации стоимостного функционала

$$S_{пр} = \Phi(F_1, F_2, \dots, F_r), \quad (VI.31)$$

при условии, что

$$H_{в.ц} = \psi(F_1, F_2, \dots, F_r) \leq H_p - \Delta h_j. \quad (VI.32)$$

Функция $\Phi(\bar{F})$ монотонно возрастает, а $\psi(\bar{F})$ монотонно убывает с увеличением каждого аргумента. При этом типоразмеры F_j задаются таблично: $\max F_j$ устанавливаются из условия $\psi(\max F_1, \max F_2, \dots, \max F_r) \leq H_p - \Delta h_j$, а исходные типовые сечения по каждому звену вентиляционной цепи $F_0 = \{F_1^0, F_2^0, \dots, F_r^0\}$ принимаются ближайшими большими к сечениям, определенным по условию

$$\max(F_j^T, F_j^B) \leq F_j \leq F_{mj},$$

где F_j^T — минимальная типовая площадь поперечного сечения выработки, выбранного по условиям размещения транспортных средств, m^2 ; F_j^B — площадь сечения выработки, рассчитанная по пропускной способности воздуха, m^2 ; F_{mj} — максимальная типовая площадь поперечного сечения выработки, m^2 .

Если $\psi(\bar{F}^0) > H - \Delta h_j$, то возникает необходимость уменьшить $\psi(\bar{F}^0)$, чтобы выполнялись условия (VI.30), а $\Phi(\bar{F})$ была минимальной.

Если при начальных сечениях выработок величина депрессии H по цепи превышает заданный уровень $H = H_p - \Delta h$, то сечения или число параллельных некоторых или всех выработок должны быть увеличены. Переход осуществляется отдельными шагами. На каждом шаге увеличивается сечение (или n_j) одной выработки, а именно той, где величина критерия μ_j минимальна.

Критерий μ_i называется градиентом и определяется по формуле

$$\mu_i = \Delta S_{пр j} / \Delta H_j, \quad (VI.33)$$

где $\Delta S_{\text{пр } j}$ — увеличение затрат, соответствующее этому переходу; ΔH_j — уменьшение депрессии по выработке в результате перехода на большее типовое сечение.

Здесь

$$\Delta S_{\text{пр } j}(F) = S_{\text{пр } j}(F_j^1, n_j^1) - S_{\text{пр } j}(F_j^0, n_j^0),$$

$$\Delta H_j = L_j Q_j^2 [F_j / (n_j^1)^2 - F_j / (n_j^0)^2],$$

где n_j^1 — новое значение числа параллельных выработок; $n_j^1 = n_j^0$ при $F_j^0 \neq F_{mj}$, $n_j^1 = n_j^0 + 1$, если $F_j^0 = F_{mj}$; Процесс увеличения площади сечений выработок повторяется до тех пор, пока депрессия по цепи выработок не станет равной или меньше требуемой величины.

Если на последнем шаге уменьшение депрессии превысит необходимое значение, сечения некоторых других выработок, ранее увеличенных, могут быть уменьшены.

VI.6. МЕТОДЫ СТАТИСТИЧЕСКОГО АНАЛИЗА И ПРОГНОЗИРОВАНИЯ ПАРАМЕТРОВ

Статистические методы исследования применяют для изучения массовых повторяющихся событий, соотношений, явлений. Сущность статистического метода сводится к тому, что на основании экспериментальных или отчетных данных с помощью совокупности логических и математических операций устанавливаются характер изменчивости и статистическая связь явлений. Например, при изучении влияния нагрузки на очистной забой или шахту на производительность труда рабочего устанавливается в первую очередь характер зависимости производительности труда от этих факторов. Можно в виде эмпирической формулы выразить статистическую связь между изучаемыми величинами.

Определенные требования предъявляются к подбору исходного материала для статистической выборки: данные должны быть качественно однородными; число данных должно быть по возможности большим, во всяком случае, должно быть не менее 20—25 наблюдений по каждому параметру; при подборе данных должны быть полностью исключены субъективные устремления или наклонности исследователя.

Исходный материал формируют в виде специальных таблиц (матриц). Обработку материалов следует начинать с графического изображения экспериментальных данных в какой-либо системе координат. Графические построения лучше всего выполнять на бумаге с миллиметровой сеткой. Выбрав масштаб и нанеся точки на график, проводят линию, соединяющую точки средних величин функции для некоторых интервалов изменения аргументов. Эта линия не всегда проходит через опытные точки, но суммарная величина точек с каждой стороны этой линии должна быть одинаковой.

Математическая зависимость между изучаемыми величинами, отображенными графически, устанавливается в виде эмпирических формул. Различают корреляционные и регрессионные зависимости.

Корреляционная зависимость $y(x)$ — такая зависимость, при которой каждому значению случайной величины x соответствует ряд распределений другой случайной величины y (условное математическое ожидание $\bar{y}$); с изменением x эти ряды (математическое ожидание $\bar{y}$) закономерно изменяются; предельная теоретическая линия регрессии не параллельна оси абсцисс. Различают парную корреляцию и многофакторную.

Регрессионный анализ — более широкое понятие по сравнению с корреляционным анализом. Регрессионный анализ применяется в исследовании связей между неслучайными величинами и функцией и между системой случайных и неслучайных величин, с одной стороны, и случайной величиной — функцией — с другой. Второе отличие регрессионного анализа от корреляционного состоит в том, что при этом не требуется, чтобы распределения исходной информации обязательно подчинялись нормальному закону. Указанная особенность важна для экономических исследований, так как экономические показатели часто распределены асимметрично. Система оптимального проектирования, объектами которой являются шахты, пригодны для исследования регрессионным анализом, так как одни из ее параметров являются подлинно случайными величинами (например, природные характеристики месторождений, стоимостные коэффициенты), а другие — строго детерминированными величинами (размеры шахтного поля и его отдельных частей, сечения выработок и т. д.).

Процесс установления эмпирических формул на основе экспериментальных данных или данных отчетности шахт состоит из двух этапов: *определения вида эмпирической формулы и определения постоянных коэффициентов эмпирической формулы*. Существует несколько методов определения вида эмпирической формулы. Наиболее удобным и быстрым является преобразование опытных кривых в прямые или выравнивание их путем применения следующих координат: x ; $\lg x$; $1/x$ — на оси абсцисс; y ; $\lg y$; $1/y$ — на оси ординат.

Комбинации же этих координат дают возможность получить различные виды эмпирических формул.

Таким образом, определение вида эмпирической формулы сводится к построению графиков опытных данных в системах координат. Если при этом получается, что опытные точки лежат примерно на одной прямой, то вид эмпирической формулы будет тот, который соответствует этим координатам.

Следует отметить, что наиболее часто встречаются линейная, степенная и дробно-степенная зависимости

$$y = a + bx; \quad y = ax^b; \quad y = x/(b + ax), \quad (\text{VI.34})$$

которые и следует испытывать в первую очередь. Так как ни одна

из них не дает экстремумов, то в тех случаях, когда опытная кривая имеет один экстремум (максимум или минимум), нужно пользоваться эмпирической формулой в виде многочлена второй степени:

$$y = a + bx + cx^2. \quad (\text{VI.35})$$

После установления вида формулы необходимо определить входящие в нее постоянные. Для этого известно несколько методов. Два из них излагаются ниже.

Метод наименьших квадратов. Постоянные эмпирических уравнений определяются при условии, что сумма квадратов отклонений вычисленных значений $y_{\text{выч}}$ от опытных значений y минимальна, т. е. когда

$$S = \sum (y_{\text{выч}} - y)^2 = \min. \quad (\text{VI.36})$$

Так как любое из уравнений с двумя постоянными может быть преобразовано в уравнение прямой, для нахождения этих постоянных необходимо иметь два уравнения. Этими уравнениями являются две частные производные суммы квадратов отклонений по каждой из постоянных.

Так, если уравнение имеет вид $y = a + bx$, то:

$$\begin{aligned} S &= \sum (a + bx - y)^2; \\ \partial S / \partial a &= 2 \sum (a + bx - y) = 0; \\ \partial S / \partial b &= 2 \sum (a + bx - y) x = 0. \end{aligned} \quad (\text{VI.37})$$

Отсюда получаются следующие два уравнения:

$$\begin{aligned} \sum y &= an + b \sum x; \\ \sum xy &= a \sum x + b \sum x^2, \end{aligned}$$

где n — число опытных точек (значений x ; y).

Решив эти уравнения, найдем значения постоянных:

$$b = \frac{\sum x \sum y - n \sum xy}{(\sum x)^2 - n \sum x^2}; \quad (\text{VI.38})$$

$$a = \frac{\sum y - b \sum x}{n}. \quad (\text{VI.39})$$

Если уравнение имеет вид $y = ax^b$, то, прологарифмировав, получим

$$\lg y = \lg a + b \lg x$$

и, обозначив

$$\lg y = Y; \quad \lg x = X; \quad \lg a = A,$$

выведем

$$Y = A + bX, \quad (\text{VI.40})$$

т. е. линейную зависимость, постоянные которой определяются приведенными уравнениями (VI.38) и (VI.39).

Процедура применения корреляционных методов в задачах изучения объекта по некоторой совокупности характеризующих его данных в общем случае сводится к следующему. Выделяются параметры и показатели работы объекта, между которыми необходимо установить причинно-следственные зависимости. В ходе нормальной работы объекта или специально проводимого эксперимента собирается статистический материал, включающий показатели и параметры, интересующие исследователя. Проводится обработка данных статистической совокупности, для чего сначала эти данные изображают графически в системе координат некоторых показателей и параметров. Получают так называемое корреляционное поле, по данным которого строят *линию регрессии* (кривую или прямую). Затем устанавливают некоторую эмпирическую зависимость между статистическими переменными: определяют вид эмпирической зависимости и количественное значение постоянных параметров формулы. В заключение полученную зависимость анализируют с точки зрения степени ее объективности, универсальности, т. е. вычисляют показатели надежности установленной корреляционной зависимости.

Методы корреляционного анализа в оптимальном проектировании применяют при определении формул расчета отдельных единичных стоимостных показателей, а также при планировании развития угольных бассейнов и районов. Исследование и количественная оценка существующих связей сложных производственных процессов и шахты в целом с помощью методов корреляционного анализа приводит к построению многофакторных корреляционных уравнений производительности труда по очистному забою и по шахте, себестоимости 1 т угля по шахте и т. д.

Существенными недостатками известных корреляционных моделей являются их ориентация на уже достигнутые показатели, статичность, пассивность.

Корреляционная зависимость между несколькими факторами часто не вскрывает подлинную причинно-следственную связь между ними. На самом деле значения двух довольно тесно коррелируемых факторов могут быть следствием третьей (третьих) причины, остающейся вне поля зрения исследователя. Примером такого преувеличения влияния одного из параметров производства на его технико-экономические показатели может служить корреляционная зависимость последних от мощности предприятия. Мощность предприятия является причиной высокой производительности труда и низкой себестоимости, в то же время она вместе с высокими технико-экономическими показателями является следствием целого ряда факторов: более благоприятных природных условий, современной горной техники, высокого уровня организации работ и др. Стремление избежать указанной неопределенности при изучении сложных процессов и разработке многофакторных корреляционных моделей привело к использованию процедур факторного анализа [56]. Следует, однако, иметь в виду, что корреляционные модели в первую очередь объясняют прошлое и настоящее. Поэтому

экстраполяция найденных математико-статистическим путем закономерностей на экономические и производственные процессы будущего должна ограничиваться небольшими отрезками времени.

Тем не менее применение методов парной и особенно множественной корреляции может быть полезным при выявлении и прогнозировании тенденций эволюционного развития шахты и ее связей при оптимизации структуры и параметров.

Исходной информацией при этом служат временные ряды — наборы упорядоченных по времени наблюдений (реализаций) какого-либо фактора, процесса. Любой процесс можно представить в виде

$$y_t = x_t + \varepsilon_t, \quad (\text{VI.41})$$

где y_t — временная последовательность (временной ряд); x_t — детерминированная составляющая процесса (тренд); ε_t — случайная (стохастическая) составляющая процесса.

Детерминированная составляющая отражает сложившуюся динамику развития процесса, учитывает всю совокупность влияний на данный процесс тех или иных факторов, определяющих значения этого процесса. Как правило, априори не известен функциональный вид тренда. Поэтому основная задача прогноза и состоит в определении функционального вида тренда x_t на основе некоторого набора исходных данных.

Большинство реально используемых видов трендов достаточно просты

$$\begin{aligned} y &= a_0 + a_1 t; & y &= a_0 + a_1 t + a_2 t^2; & y &= a_0 t^t; & y &= a_0 t^{a_1}; \\ y &= a_0 e^{a_1 t}; & y &= a_0 + a_1/t; & y &= a_0 + a_1 \ln t. \end{aligned} \quad (\text{VI.42})$$

Рассогласование в каждой точке между фактическими и прогнозными значениями рассматривается с определенным весом, $\beta_k < 1$. И чем дальше в прошлое, тем меньше становится вес конкретного рассогласования. Критерий Φ в этом случае имеет вид

$$\Phi = \sum_{j=1}^n \beta_j (y_j - \hat{y}_j)^2 \rightarrow \min. \quad (\text{VI.43})$$

Метод наименьших квадратов является наиболее распространенным для получения прогноза. С помощью метода наименьших квадратов можно получать надежный прогноз на небольшое время вперед.

Одним из методов прогнозирования трендов является метод экспоненциального сглаживания. Основные достоинства этого метода заключаются, во-первых, в простоте вычислительных операций, во-вторых, в возможности использования алгоритмов с автоматическим выбором параметров.

Метод экспоненциального сглаживания Брауна, являющийся модификацией классического метода наименьших квадратов, позволяет для ряда ε_t получить оценку параметров, определяющих неслучайную функцию x_t , характеризующую не средний уровень

процесса, а тенденцию, сложившуюся к моменту последнего наблюдения. Более поздним наблюдениям придаются большие веса по сравнению с ранними наблюдениями.

Другим методом прогнозирования детерминированной составляющей процесса является *метод гармонических весов*.

Данный метод является весьма удобным для получения среднесрочных прогнозов. Достоинством его является то, что в нем нет необходимости делать какие-то предположения в виде тренда. Кроме того, этот метод дает возможность определить ошибку прогноза достаточно достоверно, что трудно сделать в большинстве методов.

Метод группового учета аргументов (МГУА) в последние годы нашел достаточно широкое применение при разработке прогнозов применительно к различным отраслям народного хозяйства, в том числе и к угольной промышленности. По своей сущности МГУА представляет собой дальнейшее развитие метода регрессионного анализа. Он базируется на определенных принципах теории обучения и самоорганизации, в частности на принципе направленного отбора. При этом осуществляется синтез оптимальных моделей объекта.

Алгоритмы МГУА, базирующиеся на принципе массового отбора, предусматривают замену функционального описания вида $y = f(x_1, x_2, \dots, x_n)$ рядами частных описаний:

$$1\text{-й ряд отбора} — y_1 = f(x_1, x_2), \quad y_2 = f(x_1, x_3), \quad \dots,$$

$$y_s = f(x_{m-1}, x_m);$$

$$2\text{-й ряд отбора} — z_1 = f(y_1, y_2), \quad z_2 = f(y_1, y_3), \quad \dots,$$

$$z_k = f(y_{s-1}, y_s) \quad (\text{VI.44})$$

и т. д.

К рассмотрению принимаются различные сочетания входных и промежуточных переменных по каждому из сочетаний, затем строятся модели. Для формирования рядов отбора используются самые регулярные переменные. В качестве меры регулярности служит чаще всего минимум среднеквадратической ошибки переменных, вычисляемой на проверочной последовательности данных. Проверочная последовательность является частью исходного ряда (вторую часть его составляет обучающаяся последовательность). Ряды отбора строятся до тех пор, пока снижается ошибка. Иными словами, из всей совокупности моделей выбирается оптимальная, удовлетворяющая минимуму среднеквадратической ошибки.

Процедура оценки качества прогнозных расчетов сводится к следующему.

В первую очередь по заданному уравнению регрессии строится зависимость $x(t)$ для глубины прогнозирования $\tau_1 = 1$ и периода предыстории $\tau_2 = 2$. Затем находятся разности $[x^*(t) - x(t)]$ для всех точек проверочной последовательности ($x^*(t)$ — реальные

значения процесса, $x(t)$ — прогнозные значения). Рассчитывается величина ошибки

$$\delta = \frac{1}{N_{\text{пр}}} \sqrt{\sum_{j=1}^{N_{\text{пр}}} [x_j^*(t) - x_j(t)]^2}; \quad (\text{VI.45})$$

где $N_{\text{пр}}$ — число точек проверочной последовательности.

VI.7. МЕТОДЫ ТЕОРИИ ГРАФОВ

Теория графов — это раздел математики, позволяющий исследовать объекты и процессы, имеющие многовариантные сетевые структуры, а также находить оптимальные сочетания вариантов, вместе составляющие единые цепи, пути, единые схемы и т. д.

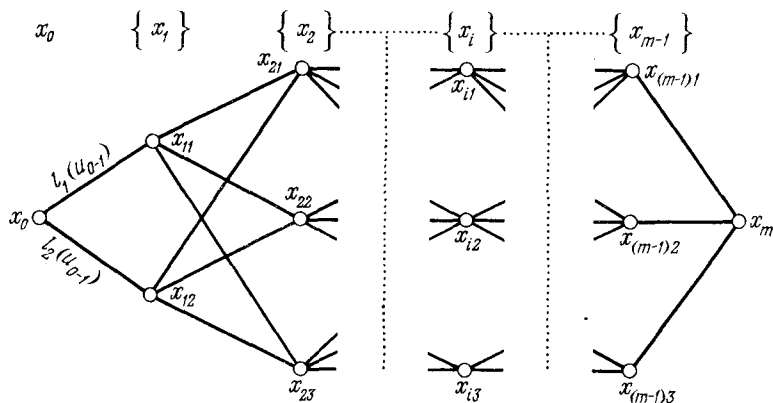


Рис. VI.5. Общий вид графа

В некотором смысле методы графов являются развитием методов вариантов, позволяющие решать экстремальные задачи на составленном графе. Данные методы являются комбинированными, как в части свойственных им графического и аналитического аспектов так и в части использования в них детерминированных методов и действий (конструирование графа) и методов вероятностно-статистических (оценка работ и свершения событий).

Во многих случаях отношения между элементами системы или объекта и их взаиморасположение можно изобразить в виде точек, связанных между собой линиями, т. е. представить в виде сетей. Отдельные точки (узлы) такой сети означают элементы системы, а линии (дуги), их связывающие, — отношения между ними. Такие схемы называются графами.

Предположим, что задан граф $G(X, V)$ с множеством узлов (вершин) $\{X\}$ и множеством дуг $\{V\}$ (рис. VI.5). Длина каждой дуги графа есть неотрицательное число $l(u) \geq 0$. На графе находится некоторый путь $\mu = \{x_0, x_1, x_2, \dots, x_m\}$, для которого справедливо $x_m \geq x_i \geq x_0$ при $0 < i < m$ и $x_i \in X$.

Длина некоторого выделенного на графе пути μ определяется как

$$l(\mu) = \sum_{u \in U} l(u). \quad (\text{VI.46})$$

Если длину l дуг представить в виде какого-либо критерия, характеризующего отношения элементов и всего графа, то задача будет состоять в том, чтобы на графе определить путь из x_0 в x_m с наименьшей (а может, и с наибольшей) длиной, т.е. определить

$$l_{\text{оп}}(\mu) = \min l(\mu); \quad \mu \in M, \quad (\text{VI.47})$$

где M — множество возможных путей из начальной точки (вершины) графа x_0 в конечную вершину x_m .

Таким образом, математически постановку задачи на графе можно свести к следующей модели, представляющей целевую функцию и систему ограничений:

$$\begin{aligned} &G(X, V); \\ &l(u) \geq 0; \\ &\mu = \{x_0, x_1, x_2, \dots, x_m\}; \\ &\left. \begin{aligned} x_m &\geq x_i \\ x_0 &\leq x_i \end{aligned} \right\} \begin{aligned} &0 \leq i < m; \\ &x_i \in X; \end{aligned} \\ &l(\mu) = \sum_{u \in U} l(u); \\ &l_{\text{оп}}(\mu) = \min_{\mu \in M} l(\mu). \end{aligned} \quad (\text{VI.48})$$

Структура данной модели допускает последовательную детализацию узлов и дуг графа до необходимой степени от общего к частному. Методы теории графов находят успешное применение в решении многих технических, экономических и технологических задач. Так, например, теория графов привлекается для решения задач о нахождении кратчайшего пути между поставщиком и потребителем, задач о выборе рациональных средств транспорта по сети выработок шахты при заданных грузопотоках и длинах транспортирования, об определении рациональных параметров технологической схемы горного предприятия и т. д.

VI.8. ОСНОВНЫЕ ПОЛОЖЕНИЯ ТЕОРИИ НАДЕЖНОСТИ СИСТЕМ ШАХТЫ

Под надежностью системы подразумевается ее способность при определенных условиях в течение времени выполнять возложенные на нее функции. Надежность технологической системы в значительной степени определяется ее структурой, характеризующейся взаиморасположением и взаимосвязью составных частей ее.

Изучение методов теории надежности, их применение связаны с использованием специальных понятий.

Восстанавливаемая система — система, которая в случае возникновения отказа поддается восстановлению в процессе ремонта.

Работоспособность — состояние системы, при котором она в данный момент времени соответствует всем требованиям, установленным в отношении основных параметров, характеризующих нормальное выполнение заданных функций системы.

Отказ — событие, в результате которого происходит полная или частичная утрата работоспособности системой.

Безотказность — свойство системы непрерывно сохранять работоспособность в определенных режимах и условиях эксплуатации; количественно оценивается вероятностью безотказной работы либо косвенными вероятностными показателями — интенсивностью отказов, наработкой на отказ.

Вероятность безотказной работы — вероятность того, что при определенных режимах и условиях эксплуатации в пределах заданной продолжительности работы системы отказ не возникает.

Интенсивность отказов — вероятность отказа невозстанавливаемой системы в единицу времени.

Коэффициент готовности — отношение продолжительности безотказной работы системы за заданный период эксплуатации к общей продолжительности безотказной работы и продолжительности ремонтов за этот же период эксплуатации.

Коэффициент неисправности — отношение продолжительности ремонтов системы к продолжительности безотказной работы ее при эксплуатации.

Наработка — продолжительность или объем работы в определенных условиях; количественно оценивается временем или связанным с ним показателем, например числом циклов, дальностью пробега, количеством добытого угля и т. д.

Наработка на отказ — среднее значение наработки восстанавливаемой системы между отказами.

Независимый и зависимый отказы устанавливаются по связи с другими отказами.

Полный и частичный отказы устанавливаются по возможности последующего использования системы после возникновения отказа.

Очевидный (явный) и скрытый (неявный) отказы устанавливаются по наличию внешних проявлений.

Если система невозстанавливаема, т. е. считается работоспособной до первого отказа, то надежность ее полностью определяется функцией надежности $P(t)$, равной вероятности безотказной работы системы в течение времени t .

Пусть система состоит из n элементов, функцию надежности которых обозначим через $P_1(t)$, $P_2(t)$, ..., $P_n(t)$. Задача состоит в том, чтобы выразить функцию надежности системы $P(t)$ через функцию надежности элементов. Разберем сначала самый простой и одновременно самый важный случай, когда n элементов в системе соединены последовательно, и отказ любого элемента вызывает отказ всей системы. Тогда для безотказной работы си-

стемы в течение времени t нужно, чтобы каждый элемент работал безотказно в течение этого времени. Так как элементы независимы в смысле надежности, то

$$P(t) = P_1(t) P_2(t) \cdot \cdot \cdot P_n(t) = \prod_{i=1}^n P_i(t). \quad (\text{VI.49})$$

Рассмотрим теперь второй простейший случай соединения элементов в системе. Предположим, что элементы в системе соединены параллельно. Отказ системы наступает только тогда, когда отказывают все входящие в систему элементы. В этом случае при независимости элементов в смысле надежности вероятность отказа

$$Q(t) = q_1(t) q_2(t) \cdot \cdot \cdot q_n(t). \quad (\text{VI.50})$$

Надежность восстанавливаемых систем наиболее полно оценивается по критерию «коэффициент готовности».

Для системы с последовательным соединением элементов в ней коэффициент готовности k_r можно с достаточной степенью приближения определять по формуле Б. В. Гнеденко и А. Д. Соловьева:

$$k_r = \frac{1}{1 + \sum_{i=1}^n \frac{\lambda_i}{\mu_i}}, \quad (\text{VI.51})$$

где n — число последовательно соединенных элементов в системе; λ_i — интенсивность отказов i -го элемента; μ_i — интенсивность восстановления i -го элемента.

При выводе формулы принято предположение, что закон распределения вероятностей безотказной работы i -го элемента показательный, а времени восстановления — произвольный.

Для восстанавливаемых систем с параллельным или комбинированным соединением в них элементов характеристики надежности могут быть определены с помощью известной в теории вероятностей схемы, которая сводится к следующему. В каждом конкретном случае соединения элементов в системе составляется соответствующий граф состояний и при известных интенсивностях перехода из одного состояния в другое составляются линейные алгебраические уравнения. Решением этих уравнений определяются искомые характеристики надежности восстанавливаемой системы.

Пусть имеется система, состоящая из двух параллельно независимых элементов. Представим процессы возникновения отказов стационарными, а законы распределения времени безотказной работы и восстановления показательными. В этом случае вероятности всех возможных состояний таковы: P_{00} — вероятность того, что оба элемента в работе; P_{10} — вероятность того, что первый отказал, а второй в работе; P_{01} — вероятность того, что второй отказал, а первый в работе; P_{11} — вероятность отказа обоих элементов.

Соответствующий граф состояний для этой системы приведен на рис. VI.6, где λ_1 и λ_2 — интенсивность отказа соответственно 1-го

и 2-го элементов, а μ_1 и μ_2 — интенсивность восстановления соответственно 1-го и 2-го элементов.

Для рассматриваемой системы из двух параллельно работающих элементов согласно мнемоническому правилу, сформулированному Е. С. Вентцель, получена следующая система линейных уравнений:

$$\begin{aligned} -(\lambda_1 + \lambda_2) P_{00} + \mu_1 P_{10} + \mu_2 P_{01} &= 0; \\ -(\lambda_2 + \mu_1) P_{10} + \lambda_1 P_{00} + \mu_2 P_{11} &= 0; \\ -(\mu_1 + \mu_2) P_{11} + \lambda_2 P_{10} + \lambda_1 P_{01} &= 0; \\ -(\lambda_1 + \mu_2) P_{01} + \lambda_2 P_{00} + \mu_1 P_{11} &= 0. \end{aligned} \quad (\text{VI.52})$$

Из данной системы уравнений можно определить соответствующие вероятности любых состояний, используя при этом в качестве дополнительного уравнения нормировочное условие вида

$$P_{00} + P_{10} + P_{01} + P_{11} = 1. \quad (\text{VI.53})$$

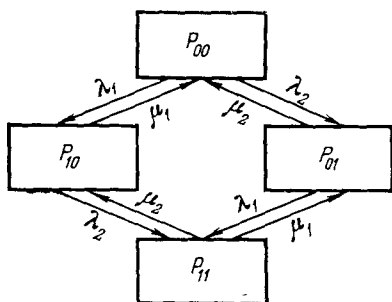


Рис. VI.6. Последовательно-параллельное соединение элементов технологической системы

Аналогично могут быть определены характеристики надежности восстанавливаемых систем с параллельным соединением трех и более элементов, а также с комбинированным соединением. Кроме того, с помощью таких преобразований можно получить формулы коэффициента готовности реальных действующих или проектируемых технологических схем шахт.

Например, для параллельно-последовательной технологической цепи (рис. VI.7), состоящей из верхнего очистного забоя (В. О. З.) и нижнего (Н. О. З.), промежуточного ярусного конвейерного штрека (Пр. Я. Ш.), промежуточного конвейерного переднего бремсберга (Пр. Бр.) и ярусного конвейерного штрека (Я. К. Ш.), на который концентрируется добыча из обоих забоев, формула коэффициента готовности принимает следующий вид:

$$k_r = \frac{1}{1 + \frac{\lambda_1}{\mu_1} + \frac{\lambda_2}{\mu_2} \left(1 + \frac{\lambda_1}{\mu_1} \frac{\mu_2}{\lambda_1 + \mu_1 + \mu_2} \right)}, \quad (\text{VI.54})$$

где λ_1 и μ_1 — соответственно интенсивность отказов и восстановления конвейерного ярусного штрека; λ_2 и μ_2 — то же, для совокупности верхнего очистного забоя, промежуточного штрека и участкового, конвейерного бремсберга, находящихся в последовательном соединении.

Если значения $\lambda_1 = 0,85$, $\lambda_2 = 0,45$, а $\mu_1 = 1,7$, $\mu_2 = 1,2$ отказа в час, коэффициент готовности всей технологической цепи

$$k_r = \frac{1}{1 + \frac{0,85}{1,7} + \frac{0,45}{1,2} \left(1 + \frac{0,85}{1,7} \frac{1,2}{0,85 + 1,7 + 1,2} \right)} = 0,52.$$

Одним из основных методов повышения надежности процесса добычи на шахте является резервирование очистных забоев. Тогда по мере возникновения отказов очистных забоев подключаются в работу резервные.

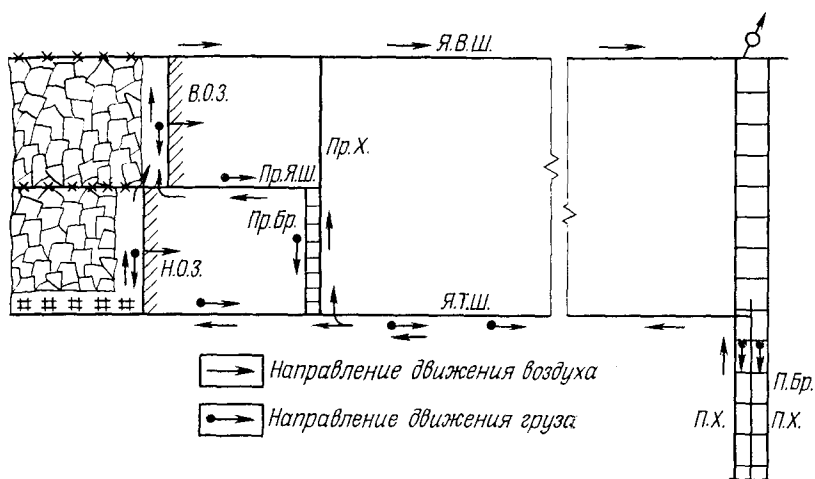


Рис. VI.7. График к расчету надежности системы «очистной забой — участковый транспорт»:

Я. Т. Ш., Я. В. Ш., Пр. Я. Ш. — соответственно ярусные транспортный, вентиляционный и промежуточный штреки; Н. О. З., В. О. З. — соответственно нижний и верхний очистные забои; П. Бр., П. Х., Пр. Бр., Пр. Х. — соответственно панельные и промежуточные бремсберг и ходок

В зависимости от того, в каком состоянии находятся резервные забои до момента их включения в работу, различаются следующие типы резервирования элементов — нагруженное, ненагруженное и облегченное резервирование.

Нагруженное резервирование предполагает положение, когда резервные забои находятся в том же режиме, что и основные забои, их надежность не зависит от того, в какой момент они включились в работу вместо основного.

Ненагруженное резервирование сводится к тому, что резервные забои находятся в нерабочем состоянии и до момента их включения в работу вместо основного не могут отказать.

Облегченное резервирование сводится к тому, что резервные забои находятся в облегченном режиме до момента их включения вместо основного. Во время пребывания в резерве они могут отказать, но с вероятностью, меньшей, чем вероятность отказа основ-

ного элемента. Облегченный резерв является наиболее общим типом резервирования, тогда как первые два типа будут его крайними частными случаями.

VI.9. МЕТОДЫ ТЕОРИИ ПРИНЯТИЯ СЛОЖНЫХ РЕШЕНИЙ

В проектировании, как ни в какой другой области инженерной деятельности, приходится иметь дело с проблемой принятия решений. Сама цель построить угольную шахту есть следствие принятия такого решения. Любой параметр шахты, технологической схемы, горной выработки прежде, чем станет проектным параметром, проходит через процедуру принятия решения. Процедуры принятия решений чрезвычайно разные, так как различны задачи проектирования, средства их решения, информация, обеспечивающая эти решения.

Всегда процедуры принятия решений основывались на логических рассуждениях, аналитических вычислениях, опытно-экспериментальных аналогиях, которые в том или ином соотношении, вместе или по отдельности участвовали в процессе принятия решений.

Раньше при проектировании шахт доминировали логические и эмпирические основы принятия решений. Недостатки таких методов очевидны: субъективность принимаемых решений, неадекватность их реальным условиям шахты и времени, малая надежность и прогрессивность. Так, логический анализ преимуществ и недостатков блоковой отработки шахтного поля по сравнению с отработкой без деления на блоки не гарантирует правильность выбора ни с технической, ни с экономической точек зрения. Дело в том, что при одних размерах и запасах шахтного поля, при одной газонности месторождения, при одной глубине разработки блоковая отработка может оказаться технически целесообразной и экономически оправданной, а при других — нет. С другой стороны, механический перенос столбовой системы разработки по падению, хорошо себя зарекомендовавшей в условиях одной шахты, на другую шахту может оказаться неудачным.

В последние десятилетия все более широкая область проектных задач, связанных с принятием решений, охватывается численными методами (экономико-математическое моделирование, линейное программирование, методы вариантов и т. д.). В решении многих задач критерием выбора и принятия решений используется один показатель, экстремальное значение которого служит указателем оптимальности принимаемых решений — аргументов X критерия I :

$$I = f(X_1; X_2; \dots; X_n);$$

$$R = \{X_1^0; X_2^0; \dots; X_n^0\} \in \text{extrem } I, \quad (\text{VI.55})$$

где I — критерий оптимальности; $X_1, X_2, \dots, X_n$ — оптимизируемые параметры, составляющие решение;

объекта и выбранного для сопоставления эталона, соответственно; m — число учитываемых отдельных свойств (показателей, характеризующих качество или эффективность).

II. Арифметическая функция

$$K_{\text{инт } j} = \sum_{i=1}^{m_i} k_i. \quad (VI.59)$$

Помимо общей для формул (VI.58) и (VI.59) условности этим моделям свойственны более значительные недостатки. Объект оценки может характеризоваться показателями, численное значение которых для улучшения качества должно у одних увеличиваться, у других — уменьшаться. Вследствие этого одна часть среди m оценок k_i свойств объекта будет численно возрастать

$$k_i = \frac{I_{ij}}{I_i^{\text{эт}}} \rightarrow \max \quad (i = 1 \div m_1),$$

другая часть — уменьшаться

$$k_i = \frac{I_{ij}}{I_i^{\text{эт}}} \rightarrow \min \quad (i = m_1 \div m).$$

При такой ситуации не ясно, к чему должны стремиться интегральные показатели

$$K_{\text{инт } j} = \sqrt[m]{\prod_{i=1}^m k_i} \quad \text{и} \quad K_{\text{инт } j} = \sum_{i=1}^m k_i,$$

какому проекту отдавать предпочтение — с большим значением $K_{\text{инт } j}$ или с меньшим. Как та, так и другая модель исходят из равноценности разнородных свойств и соответствующих им показателей. В действительности различны как технические, так и экономические свойства объектов, как правило, они имеют неодинаковое значение: если с ухудшением одних свойств можно согласиться, то ухудшение других делает объект нецелесообразным неэкономичным, неработоспособным и т. д.

Большинство отечественных и зарубежных методик предлагает при вычислении $K_{\text{инт}}$ включать в число аргументов не только оценки k_i , но и соответствующие показатели важности (полезности) i -х свойств. Таким образом, формулы, учитывающие важность i -х свойств объектов интегральной оценки, имеют общий вид

$$K_{\text{инт } j} = f(k_i, \varphi_i).$$

I. Геометрическая функция

$$K_{\text{инт}} = \sqrt[m]{\prod_{i=1}^m (k_i \varphi_i)}, \quad (VI.60)$$

где $K_{\text{инт}}$ — комплексный интегральный показатель качества, вычисляемый с помощью среднегеометрической функции; φ_i — показатель важности (полезности) i -го свойства объекта.

II. Арифметическая функция

$$K_{\text{инт}} = \sum_{i=1}^m (k_i, \varphi_i), \quad (\text{VI.61})$$

где $K_{\text{инт}}$ — комплексный (интегральный) показатель качества, вычисляемый с помощью арифметической функции; φ_i — то же, что и в формуле (VI.60).

Обе эти модели (VI.60) и (VI.61) по форме не устраняют недостатков, связанных с противоположной направленностью численных значений показателей улучшения отдельных свойств: $k_i \rightarrow \max$, $i = 1 \div m_1$ и $k_i \rightarrow \min$; $i = m_1 \div m$. Что касается учета различной важности отдельных свойств, то это в определяющей степени зависит от методов определения показателей φ_i . Современная теория полезности пока не имеет методов, позволяющих решить указанную задачу в общем виде. Однако существует несколько способов, с помощью которых для конкретных условий задача может быть решена. Большинство из этих способов предполагает оценку критериев по весовым признакам [7].

Стоимостной принцип определения важности (полезности) φ_i отдельных свойств чаще всего основывается на следующем утверждении; важность или полезность φ_i является монотонно возрастающей функцией от аргумента S_i , представляющего собой денежные (или трудовые) затраты, необходимые на обеспечение существования и улучшения i -го свойства. Иначе говоря, если $\varphi_i = f(S_i)$, то при $S_{i+1} > S_i$ оказывается $\varphi_{i+1} > \varphi_i$. Обычно функция $f(S_i)$ принимает линейный вид, а способы ее получения различны.

Отдельные авторы определяют важность или полезность по формуле

$$\varphi_i = \frac{S_i}{\sum_{i=1}^m S_i}.$$

Наиболее часто для оценки важности отдельных свойств (а иногда и количественных показателей, измеряющих сами свойства) используют различные модификации экспертного метода [1, 12]. При этом обычно принимается $0 \leq k_i \leq 1$ и $0 \leq \varphi_i \leq 1$ при $\sum_{i=1}^m \varphi_i = 1$. Иногда интервал изменения величин k_i и φ_i берут равным не «0—1», а «0—10». Экспертный метод позволяет выявить преобладающее мнение специалистов в условиях отсутствия непосредственных дискуссий. Естественно, что точность и объективность преобладающего мнения зависят от квалификации и опыта экспертов, а также от их числа. Практически приемлемая точность может быть достигнута при наличии группы из 10—12 экспертов и трех туров опроса. Обработка результатов опроса производится различными математическими методами: метод предпочтения, метод ранга, методы попарного и последовательного сопоставления.

Сущность наиболее удобных методов обработки результатов опроса заключается в следующем.

Метод предпочтения для определения важности отдельных показателей. Каждый эксперт располагает все свойства объекта в порядке их предпочтения таким образом, чтобы наиболее значимое свойство получило первое место $W_{1j} = 1$; следующее по значимости — второе место $W_{2j} = 2$ и т. д. Вычисление важности φ_i производится по формуле

$$\varphi_i = \frac{\sum_{j=1}^r W_{ij}}{\sum_{i=1}^m \sum_{j=1}^r W_{ij}}, \quad (\text{VI.62})$$

где W_{ij} — место, на которое поставлено i -е свойство объекта в соответствии с его значимостью у j -го эксперта; m — число свойств (показателей качества); r — число экспертов.

Метод ранга для определения важности отдельных показателей. Значимость каждого свойства (показателя) оценивается по шкале относительной значимости в диапазоне «0—10», «0—20», допуская при этом дробные и одинаковые оценки. Например, самое значимое i -е свойство j -м экспертом оценивается рангом в 10 баллов ($W_{ij} = 10$), два последующих свойства в 8,5 балла ($W_{i+1,j} = 8,5$; $W_{i+2,j} = 8,5$). Тогда важность отдельного свойства у каждого эксперта

$$\varphi_i = \frac{W_{ij}}{\sum_{i=1}^m W_i}, \quad (\text{VI.63})$$

где W_{ij} — ранг значимости i -го свойства у j -го эксперта.

Важность каждого свойства у всех экспертов вычисляется по формуле

$$\varphi_i = \frac{\sum_{j=1}^r \varphi_{ij}}{\sum_{j=1}^r \sum_{i=1}^m \varphi_{ij}}. \quad (\text{VI.64})$$

Наиболее простыми из экспертных методов оценки важности можно считать метод предпочтения и метод ранга. Метод ранга, допускающий в заданном диапазоне оценок дробные и одинаковые значения ранга значимости свойств, к тому же является более гибким и универсальным. Важности отдельных свойств могут быть определены также комбинированным способом, объединяющим экспертный принцип и стоимостной. На базе приведенных моделей вычисления интегральных функционалов и способов учета сравнительной важности показателей отдельных свойств предложены методы многокритериальной оптимизации эффективности сложных

объектов. Эти методы могут быть использованы и для интегральной оценки качества сложных объектов.

*Метод заданных отклонений для интегральной оценки качества и эффективности объекта.** При этом способе оценки критерия оптимальности формируют матрицу таким образом, что положение ее строки характеризует важность критерия. В первой строке располагается наиболее важный критерий, а ниже по мере уменьшения важности располагаются остальные. Далее в каждой строке матрицы ищется оптимальное значение I_{ij}^0 , а также те I_{ij}^Φ , которые отличаются от I_{ij}^0 на заданную величину. Удобнее всего в таком случае пользоваться относительными величинами отклонений, заданными в процентах:

$$\delta_{ij}^\Phi = \frac{I_{ij}^\Phi - I_{ij}^0}{I_{ij}^0} 100 \% \leq \delta_i^H, \quad (\text{VI.65})$$

где δ_{ij}^Φ , δ_i^H — величина относительного отклонения, фактическая по i -му показателю у j -го варианта объекта и заданная (нормируемая) для данного i -го критерия.

Если при некоторых значениях критерия I_{ij} величина отклонения δ_{ij}^Φ окажется больше, чем заданная величина δ_i^H , это означает, что сравниваемый вариант не удовлетворяет требованиям оптимальности. Оптимальный вариант следует искать на пересечении множеств решений:

$$\{I_{ij}^\Phi\} \cap \{I_{ij}^0 \pm \delta_{ij}^H I_{ij}^0\} \quad \left(\begin{matrix} i=1, 2, \dots, m \\ j=1, 2, \dots, n \end{matrix} \right).$$

При этом возможны два случая:

1) решение задачи существует, в этом случае имеем:

$$\{I_{1j}^\Phi\} \cap \{I_{2j}^\Phi\} \cap \{I_{3j}^\Phi\} \cap \dots \cap \{I_{ij}^\Phi\} \cap \dots \cap \{I_{mj}^\Phi\} \neq \emptyset; \quad (\text{VI.66})$$

2) задача неразрешима

$$\{I_{1j}^\Phi\} \cap \{I_{2j}^\Phi\} \cap \{I_{3j}^\Phi\} \cap \dots \cap \{I_{ij}^\Phi\} \cap \dots \cap \{I_{mj}^\Phi\} = \emptyset, \quad (\text{VI.67})$$

где $\cap$ — знак логического произведения; $\{\dots\}$ — знак множества; $\emptyset$ — обозначение пустого множества.

Если при принятом малом значении δ_i^H решения нет, то следует, двигаясь по матрице снизу вверх, увеличивать значение δ_i^H до тех пор, пока не получим неравенство

$$\bigcap_{i=1}^m \{I_{ij}^\Phi\} \neq \emptyset. \quad (\text{VI.68})$$

* Этот метод изложен в работах ИГД АН КазССР [7].

При этом будет найдено несколько удовлетворяющих ограничениям вариантов либо единственное решение, если

$$\prod_{i=1}^m \{I_{ij}^{\Phi}\} = 1. \quad (\text{VI.69})$$

Подбором соответствующих значений δ_i^H можно добиться единственного решения, соответствующего оптимальному варианту. Естественно, что с увеличением δ_i^H точность решения задачи снижается.

Пример. Пусть значения пяти критериев оптимальности по восьми вариантам решений заданы матрицей I_{ij} (табл. VI.10). В матрице обведены в рамки оптимальные значения по каждому из критериев I_i для соответствующего варианта решения. Принято, что оптимальным является наименьшее значение, $I_{ij \min} = I_i^0$.

Таблица VI.10

Набор критериев, $i = 1, 2, \dots, m$	Варианты, $j = 1, 2, \dots, n$							
	B_1	B_2	B_3	B_4	B_5	B_6	B_7	B_8
I_1	20	18	17	15	14	17	19	21
I_2	3	4	5	2	3	7	5	3
I_3	16	13	15	17	14	18	12	14
I_4	30	35	28	40	20	25	22	30
I_5	14	12	11	10	9	8	7	6

Для отыскания наилучшего по всем критериям варианта объекта (решения) применим следующую итеративную процедуру:

а) принимаем $\delta_i^H = 0$. Тогда

$$I_{1j}^0 = \{I_{15}\}; \quad I_{2j}^0 = \{I_{24}\}; \quad I_{3j}^0 = \{I_{37}\}; \quad I_{4j}^0 = \{I_{45}\}; \quad I_{5j}^0 = \{I_{58}\}.$$

Так как $\prod_{i=1}^{m=5} \{I_{ij}^0\} = \emptyset$, то при $\delta_i^H = 0$ решения нет, т. е. ни один из вариантов не входит в оптимальную по всем критериям область ($j = 5, 4, 7, 5, 8$);

б) принимаем $\delta_i^H = 10\%$ и начинаем сравнивать I_{ij}^{Φ} и определять δ_{ij}^{Φ} с самой нижней строки матрицы I_{ij} , каждый раз проверяя, не появился ли столбец, отвечающий условиям (VI.68) и (VI.69).

Имеем:

$$I_{5j}^0 = \{I_{58}\}; \quad I_{4j}^0 = \{I_{45}, I_{47}\}; \quad I_{3j}^0 = \{I_{37}, I_{32}\}; \quad I_{2j}^0 = \{I_{24}\}; \\ I_{1j}^0 = \{I_{15}, I_{14}\}.$$

в) продолжая процедуру, убеждаемся, что условия (VI.68) и (VI.69) выполняются при $\delta_i^H = 50\%$. При этом

[illegible]

$$\prod_{i=1}^m = \{I_{ij}^0\} = \{I_{i5}\} \quad \text{и} \quad \prod_{i=1}^m = \{I_{ij}^0\} = \{I_{i8}\}.$$

Из этих двух наилучших вариантов меньшими отклонениями по всем критериям и особенно по 1-му и 4-му отличается вариант $B_5 = \{I_{15}\}$.

Следовательно, наилучшим образом отвечают по всем критериям требованиям оптимальности значения пятого варианта. Для реализации объекта необходимо принять значения параметров по пятому варианту технических решений.

Данный метод достаточно универсален. Важным достоинством его является то обстоятельство, что допускается по разным критериям⁷ применять неодинаковые нормируемые отклонения δ_i^H : по наиболее важным критериям — меньшие, по менее важным критериям — большие. Вместе с тем метод не отличается точностью, дает приближенные решения. Кроме того, метод нацелен лишь на выявление лучшего варианта, не давая количественного соотношения вариантов друг с другом.

Метод весовых оценок для интегральной оценки эффективности объекта. Данный метод сводится к определению веса значений всего набора критериев у некоторого варианта по отношению к набору значений соответствующих критериев условно лучшего варианта. Условно лучший вариант соответствует набору лучших значений (в табл. VI.10 обведены в рамки) критериев среди всех сравниваемых вариантов. Чтобы учесть неодинаковую важность критериев, вес W_{ij} варианта по любому из критериев умножается на так называемую оценку важности (полезности) φ_i . Величина оценок важности (полезности) выражается в баллах. Независимым друг от друга критериям приписываются в диапазоне $0 \div 10$ баллов оценки* полезности (10 баллов приписывается наиболее важному из критериев, остальным — от 0 до 10 баллов).

Далее на основании матрицы $\{I_{ij}\}$ (см. табл. VI.10) и оценок полезности строится матрица весов. Вес j -го значения i -го критерия W_{ij} определяется по формуле

$$W_{ij} = \left(1 - \frac{|I_{ij}^0 - I_{ij}^\Phi|}{I_{ij}^0} \right) \varphi_i, \quad (\text{VI.70})$$

где φ_i — оценка полезности критерия I_i .

Суммируя W_i по столбцам, найдем весовые оценки W_j для каждого варианта. Вариант, имеющий максимальную весовую оценку, является наилучшим.

Пользуясь данными предыдущего примера и задавшись оценками полезности критериев $\varphi_1 = 10$, $\varphi_2 = 7$, $\varphi_3 = 6$, $\varphi_4 = 5$, $\varphi_5 = 4$, по формуле (VI.70) построим матрицу весов (табл. VI.11).

Т а б л и ц а VI.11

Критерии I_i	Варианты, B_j							
	B_1	B_2	B_3	B_4	B_5	B_6	B_7	B_8
	W_{i1}	W_{i2}	W_{i3}	W_{i4}	W_{i5}	W_{i6}	W_{i7}	W_{i8}
I_1	5,7	7,14	7,86	9,29	10	7,86	6,43	5
I_2	3,5	0	-3,5	7	3,5	-10,5	-3,5	3,5
I_3	4	5,5	4,5	3,5	5	3	6	5
I_4	2,5	1,25	3	0	5	3,75	4,5	2,5
I_5	-1,32	0	0,68	1,33	2	2,66	3,33	4
Интегральный показатель $K_{\text{инт } j}$	14,38	13,89	11,88	21,12	25,5	6,77	16,76	20

Интегральный показатель эффективности любого варианта:

$$K_{\text{инт } j} = \sum_{i=1}^m W_{ij}; \quad m=5.$$

Снова убеждаемся, что оптимальный вариант B_5 .

Метод весовых оценок наиболее универсален: он может применяться для интегральной оценки объектов как по количественным решениям, так и по качественным (балльные оценки решений). Но сама экспертная основа метода снижает его объективность. Кроме того, методу присущ недостаток в математическом отношении. Так, в случаях, когда фактические значения критерия оценки объекта значительно превышают значения эталона (оптимальное значение) $I_{ij}^\Phi \gg I_{ij}^0$, весовая оценка становится весьма низкой. Отрицательное значение весовых оценок в этих случаях физически не объяснимо. Причем это обстоятельство касается лишь критериев, оптимальное значение которых связано с уменьшением модуля

$I_i^0 \rightarrow \min$. Естественно, что неодинаковая роль критериев с оптимумом-максимумом $I_i^0 \rightarrow \max$ и с оптимумом-минимумом $I_i^0 \rightarrow \min$ в итоговой интегральной оценке не делает данный метод корректным для целого ряда задач.

Метод нормы вектора для интегральной оценки [оптимизации] варианта объекта. В тех случаях, когда оценка степени важности критериев не представляется возможной, т. е. они считаются равноценными, предлагается данный метод, который с соответствующей модификацией может быть использован и при наличии оценок полезности.

Алгоритм выбора оптимальных технических решений (оценки объекта) по совокупности критериев в этом случае сводится к следующему [7]:

1. Устанавливаются показатели-критерии оценки объекта и формируется матрица по вариантам.

2. Для каждого варианта (из n) рассчитываются значения критериев, которые заносятся в матрицу.

3. Выделяются оптимальные (максимальные или минимальные) значения критериев по вариантам.

4. Вычисляются относительные отклонения любого значения критерия I_{ij}^{Φ} от оптимального значения I_i^0 :

$$\delta_{ij} = \frac{I_{ij}^0 - I_{ij}^{\Phi}}{I_{ij}^0}. \quad (\text{VI.71})$$

5. Вычисляется норма векторов по формуле

$$K_{\text{инт } j} = \sqrt{\delta_{1j}^2 + \delta_{2j}^2 + \dots + \delta_{mj}^2} = \sqrt{\sum_{i=1}^m \delta_{ij}^2} \rightarrow \min. \quad (\text{VI.72})$$

Минимальное значение нормы векторов относительных отклонений, суммированных по всем критериям варианта, указывает на оптимальный вариант.

Для иллюстрации из матрицы I_{ij} предыдущих примеров построим матрицу δ_{ij} по формулам (VI.71) и (VI.72), вычисляя соответствующие отклонения и нормы векторов (табл. VI.12).

Согласно формуле (VI.72) вышеприведенного алгоритма оптимальное решение соответствует варианту B_5 (табл. VI.12), так как $K_{\text{инт } 5} = 0,725 = \min$.

Несомненно, что метод нормы вектора в логическом и математическом отношении отличается большей строгостью, чем предыдущие. Метод утверждает идею, что, чем меньше суммарное по всем критериям отклонение варианта объекта от эталона, представленного оптимальными значениями по каждому критерию, тем лучше вариант. Однако недостаток, связанный с неравнозначным влиянием критериев с оптимумом-минимумом и оптимумом-максимумом на итоговую оценку, сохраняется и здесь. Характерным для всех изложенных методов принятия сложных решений является необходимость предварительного вычисления значений всех критериев

для каждого варианта. Это трудоемкая часть задачи. Поэтому эти методы применимы скорее для интегральной оценки объектов и сравнения их с подобными, но не для оптимизации вариантов, решений. Дело в том, что оптимизация предполагает оценку не единиц и даже не десятков конкурирующих вариантов, а сотен, тысяч и даже миллионов. Естественно, что расчет большого числа критериев по каждому из конкурирующих вариантов — задача совершенно непосильная.

Т а б л и ц а VI.12

Критерии I_i	Варианты B_j							
	B_1	B_2	B_3	B_4	B_5	B_6	B_7	B_8
	δ_{i1}	δ_{i2}	δ_{i3}	δ_{i4}	δ_{i5}	δ_{i6}	δ_{i7}	δ_{i8}
I_1	0,429	0,286	0,214	0,71	0	0,214	0,357	0,5
I_2	0,5	1	2	0	0,5	2,5	1,5	0,5
I_3	0,333	0,083	2,5	0,417	0,166	0,5	0	0,166
I_4	0,5	0,75	0,4	1	0	0,25	0,1	0,25
I_5	1,333	1	0,833	0,666	0,5	0,383	0,166	0
Интегральный показатель $K_{интj}$	1,605	1,625	3,33	1,275	<u>0,725</u>	2,59	1,56	0,88

Для решения подобных трудоемких задач (а при проектировании шахт они возникают) можно воспользоваться менее точными методами принятия сложных решений, но менее трудоемкими.

Метод многокритериальных предпочтений для выделения предпочтительных вариантов не требует расчета величины критериев оценки решений, поэтому допускает сопоставление решений как количественных, так и качественных. Особую перспективу метод имеет для предварительной оптимизации решений на графе (рис. VI.8). Каждый i -й уровень графа включает ряд альтернативных решений, которые сопоставляются по некоторым критериям [13, 55].

Варианты решений на уровне получают условные оценки: а — наилучшая оценка; б — средняя оценка; в — худшая оценка; $a > b > в$ или $a < b < в$. Если вариантов на одном уровне менее трех, то участвуют, естественно, одна или две оценки. Если вариантов решений более трех, то некоторые из оценок используются два или даже три раза. Например, I вариант — а; II вариант — в; III вариант — б; IV вариант — а; V вариант — б. В результате любой из n решений на i -м уровне графа получает m (число критериев) оценок, включающих а, б, в.

Например, при пяти критериях оценки одного решения могут быть: 1а; 2в, 3в, 4б, 5а; второго решения: 1в, 2а, 3б, 4а, 5в.

Оценки решений на одном i -м уровне сводятся в табл. VI.13.

Аналогично оцениваются решения на следующем уровне. Разница заключается лишь в том, что используются критерии, характерные для следующего уровня. Но в общем случае некоторые из критериев могут использоваться для оценки решений на нескольких уровнях. Часто уровни графа имитируют элемент некоторой системы, некоторого объекта, а сам граф — многовариантную струк-

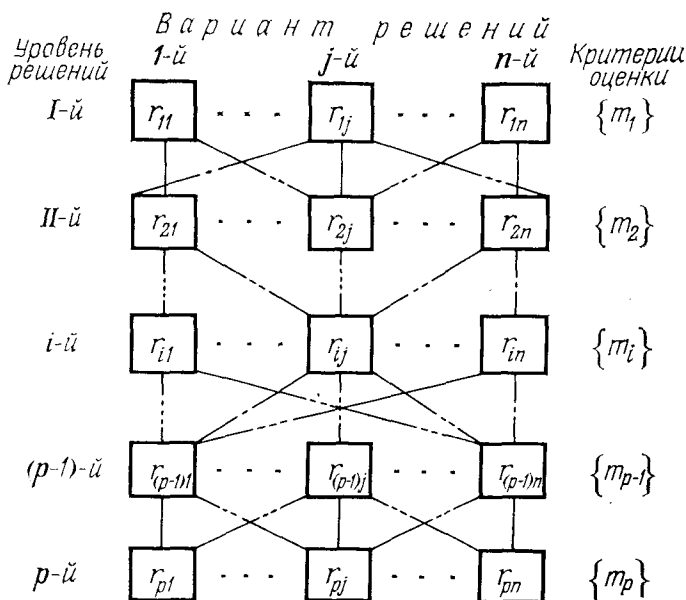


Рис. VI.8. Граф к многокритериальной оптимизации решений

туру системы. В этих случаях совокупности решений, находящихся на разных уровнях, представляют один вариант или множество вариантов этой системы или объекта. Тогда оценка подобного варианта системы будет состоять из последовательности условных оценок. Число этих оценок будет равно сумме критериев, применяемых на всех уровнях. Например, система представляется 7 уровнями; на 1, 2 и 3-м уровнях используются по 5 критериев, а на 4, 5, 6 и 7-м уровнях — по 4 критерия. Оценка варианта сведется к следующему сочетанию 31 условной оценки (как пример): $\{1a, 2в, 3в, 4a, 5a\} + \{6б, 7в, 8a, 9a, 10a\} + \{11a, 12в, 13в, 14a, 15б\} + \{16, 16a, 17в, 18б\} + \{2a, 4б, 16б, 19a\} + \{1a, 2a, 20б, 21в\} + \{1б, 2б, 4a, 16a\}$.

В данном случае к оценке варианта системы привлекается 21 критерий, причем 1, 2, 4 и 16-й используются более чем на одном уровне (1-й критерий — на 1, 4, 6 и 7-м уровнях; 2-й критерий на 1, 5, 6

Т а б л и ц а VI.13

Критерии оценки	Оценки различных вариантов решений		
	№ 1	№ 2	№ 3
1	а	б	в
2	в	б	а
3	в	б	а
4	а	в	б
5	б	а	в
Итоговая оценка решений	1а, 2в, 3в, 4а, 5б	1б, 2б, 3б, 4в, 5а	1в, 2а, 3а, 4б, 5в

и 7-м уровнях; 4-й критерий — на 1, 5 и 7-м уровнях; 16-й критерий — на 4, 5 и 7-м уровнях).

Приведенный пример наглядно свидетельствует о том, что формирование совокупной оценки варианта системы в целом — громоздкая задача, а запись оценок для всех возникающих сочетаний решений практически невозможна. Поэтому для многовариантных и многоуровневых структур метод выделения предпочтительных вариантов реален лишь при использовании мощных ЭВМ. Для вынесения решения о предпочтении варианта системы в сравнении с другими существуют три отношения предпочтения:

1. Вариант a_i , являющийся одним из множества $A_i (a_i \in A_i)$, предпочтительнее (обозначается через R_1) варианта $a_j (a_j \in A_i)$, если в совокупности последовательных оценок варианта a_i имеется хотя бы одна лучшая, чем у варианта a_j , а по остальным — не хуже. Это отношение справедливо как при сравнении отдельных решений, оцениваемых по многим критериям, так и при сравнении совокупности решений, т. е. вариантов систем.

Варианты a_i и a_j считаются эквивалентными, если совокупности последовательных оценок у них (по всем критериям) одинаковы $a_i \asymp a_j$. Если вариант a_i среди оценок имеет часть более высоких, чем у варианта a_j , а другую часть более низких, то эти варианты считаются несравнимыми. С увеличением числа критериев оценки вероятность возникновения несравнимых вариантов возрастает настолько, что под первое отношение предпочтения попадает не столь большое число вариантов — подмножество $A_i (R_1)$. Если выбор вариантов производить лишь из этого подмножества $A_i (R_1)$, то надежность правильного определения наилучшего варианта окажется низкой.

Увеличить число сравниваемых вариантов удастся путем применения второго отношения R_2 предпочтения. Для этого критерии оценки решений на всех уровнях систематизируются в группы, отличающиеся одинаковой внутри групп значимостью. Критерии разных групп имеют разную значимость.

2. Вариант $a_i \in A_i$ предпочтительнее (R_2) варианта $a_j \in A_i$, если у варианта a_i хотя бы по одной группе критериев больше лучших оценок, чем у варианта a_j , а по остальным группам критериев оценки не хуже. Варианты $a_i \in A_i$ и $a_j \in A_i$ являются эквивалентными, если по каждой группе критериев решения, составляющие указанные варианты, имеют одинаковое число одинаковых оценок.

Варианты, не отвечающие отношению предпочтения R_2 , являются несравнимыми или по оценкам одной какой-либо группы критериев, или по оценкам разных групп. Поскольку таких вариантов оказывается слишком много, к ним применяется еще одно отношение предпочтения — R_3 .

В этом случае вводится специальная система штрафов по решениям, имеющим более низкие оценки по некоторым критериям. Например, получение вариантом оценки «б» означает, что данный вариант по сравнению с другим, имеющим по данному критерию оценку «а», штрафуются на $\Delta_6^i > 0$. За получение оценки «в» вариант штрафуются величиной $\Delta_в^i > 0$. При этом $\Delta_в^i > \Delta_6^i$. Общий штраф, который может быть наложен на j -й вариант по i -й группе критериев

$$Ш_j^i = n_6^i \Delta_6^i + n_в^i \Delta_в^i, \quad (VI.73)$$

где $n_6^i, n_в^i$ — число оценок «б» и «в» по i -й группе критериев.

§3. С учетом введения системы штрафов отношение предпочтения R_3 формулируется следующим образом: вариант $a_i \in A_i$ предпочтительнее варианта $a_j \in A_i$, если он имеет штраф меньше, чем вариант a_j , хотя бы одной из групп критериев, а по другим группам штраф варианта a_i не превышает штрафа варианта a_j , $a_i R_3 a_j$. Если по каждой группе критериев сравниваемые варианты имеют одинаковые штрафы, то они считаются эквивалентными $a_i \sim a_j$.

Если же по одной из групп критериев у варианта a_i штраф меньше, а по другой группе — больше, чем у варианта a_j , то эти варианты оказываются несравнимыми окончательно. Несомненно, что число несравнимых вариантов после применения всех трех отношений предпочтения R_1, R_2, R_3 невелико. И тем не менее часть вариантов все-таки выпадает из процесса результативного сопоставления, что является недостатком изложенного метода.

Последовательность операций, связанных с реализацией метода выбора предпочтительных вариантов, сводится к следующему: составляется структура решений, из которых формируются варианты объекта;

определяются перечни критериев-показателей для оценки решений на каждом уровне и вариантов объекта в целом;

выставляются условные сравнительные оценки каждому решению на соответствующем уровне по принятому перечню критериев;

применяется первое отношение предпочтения и выделяется множество вполне предпочтительных вариантов:

$$a_i \in A_i \quad R_1 \quad a_j \in A_i; \quad (VI.74)$$

упорядочиваются в группы все критерии оценки так, чтобы в каждой группе критерии были равноценны;

применяется второе отношение предпочтения и выделяется множество относительно (подсчет числа одинаковых и разных оценок в каждой группе критериев) предпочтительных вариантов:

$$a_i \in A_i, R_2 \quad a_j \in A_i; \quad (VI.75)$$

назначаются условные штрафы за получение более низкой оценки по каждому критерию из каждой группы:

$$\frac{b^i}{a^i} = \Delta_{б}^i; \quad \frac{b^i}{a^i} = \Delta_{в}^i; \quad \frac{b^i}{b^i} = \Delta_{в/б}^i;$$

применяется третье отношение предпочтения и выделяется еще одно множество относительно (подсчет штрафа по каждому варианту по каждой группе критериев) предпочтительных вариантов:

$$a_i \in A_i, R_3 \quad a_j \in A_i; \quad (VI.76)$$

все предпочтительные варианты объединяются и подвергаются дальнейшему конкретному анализу и экономическому сравнению.

Именно из числа наиболее предпочтительных вариантов выявляется затем оптимальный.

Следовательно, данный метод выполняет ограниченную функцию — выявление множества наиболее предпочтительных вариантов. Метод имеет целый ряд отрицательных моментов: высокая трудоемкость, условность в назначении оценок критерию, условность в группировании критериев оценки, условность в назначении величин штрафов за получение более низкой оценки, качественный характер итоговой оценки предпочтительных вариантов, ограниченность метода в решении задачи выявления оптимального варианта и др.

В VIII.5 данный метод используется в более совершенной, доступной и надежной форме для выявления целесообразных вариантов технологической схемы шахты.

Анализ изложенных методов комплексной интегральной оценки качества объектов позволяет судить о значительном методическом опыте в этом вопросе.

В частности, если принятые критерии оптимальности оценены по важности лишь качественно (функции важности показателей отсутствуют), для оценки качества сложных объектов применяется метод заданных отклонений. Если важность критериев измерена в некоторой балльной шкале (экспертным способом), следует применять метод весовых оценок. Наконец, если об относительной важности различных критериев не имеется никакой информации, применяется метод оптимизации (оценки качества) по норме вектора. Каждый из перечисленных методов и в целом проблема интегральной оценки качества объектов имеют ряд нерешенных, неясных пока задач общего плана и особенно при оценке таких сложных специфических объектов, как проект шахты.

К указанным задачам относятся:

теоретическое обоснование числа и номенклатуры дифференцированных показателей качества (эффективности) I_i , которые необходимо учитывать в комплексном (интегральном) показателе $K_{\text{ит}}$;

выбор математической модели интегрального показателя: средняя арифметическая, среднегеометрическая, среднегармоническая и другие функции;

определение полезности (важности) отдельных показателей, (свойств);

обоснование формы сведения к единому измерению (относительные величины) разнородных дифференцированных показателей;

определение эталона сравнения тех или иных свойств объекта;

разработка приемов учета в относительных единицах каждого свойства k_i интервала изменения абсолютных значений показателей этих свойств $|I_i^{\text{max}} - I_i^{\text{min}}|$;

выбор универсальной модели вычисления относительных оценок свойств, приемлемой как для показателей $k_i \rightarrow \text{max}$, стремящихся к увеличению, так и для показателей уменьшающихся, ($k_i \rightarrow \text{min}$) и др.

VI.10. МЕТОД ВАРИАНТОВ

Самым распространенным методом в практике выбора наилучших из известных решений является метод сравнения вариантов. Любая задача: статическая или динамическая, малая или большая, локальная или комплексная — может быть решена методом вариантов. Этим методом, получившим законченный аналитический вид в работах акад. Л. Д. Шевякова, производится выбор режима работы шахты, решаются задачи размещения шахт в угледобывающем районе, способов и схем вскрытия, схем подготовки, систем разработки, средств механизации производственных процессов и др. Часто методом сравнения вариантов производится выбор наиболее рационального и эффективного комплекса оборудования и средств механизации для очистного забоя и выемочного участка. Выполнялось также обоснование производственной мощности шахты (например, мощность 0,9 млн. т/год; 1,2 млн. т/год; 1,5 млн. т/год), числа блоков в шахтном поле, длины лавы, высоты горизонтов и т. д.

Характерной особенностью применения метода сравнения вариантов до внедрения в проектирование ЭВМ было то, что анализировались лишь особенности вариантов, выявлялось отличие варианта в сравнении с другим. Общие для сравниваемых вариантов объемы горных и строительно-монтажных работ и затраты не рассчитывались. Таким образом, каждый вариант характеризовался не полным объемом работ и затрат, связанных с реализацией его самого, а лишь разницей в объемах и затратах в сравнении с другим. Это приводило к сокращению счетной работы проектировщиков, хотя и увеличивало объем логической работы по выявлению специфики, разницы отдельных вариантов в горных выработках, их объемах, в средствах механизации и т. д. Например, производится

сравнение вариантов вскрытия шахтного поля и угольных пластов центральными вертикальными стволами с капитальным квершлагом, с одной стороны, и центральными вертикальными стволами и капитальным гезенком — с другой (рис. VI.9). При одинаковой глубине горизонта и нагрузке на горизонт не учитываются затраты на строительство и эксплуатацию зданий, сооружений и на оборудо-

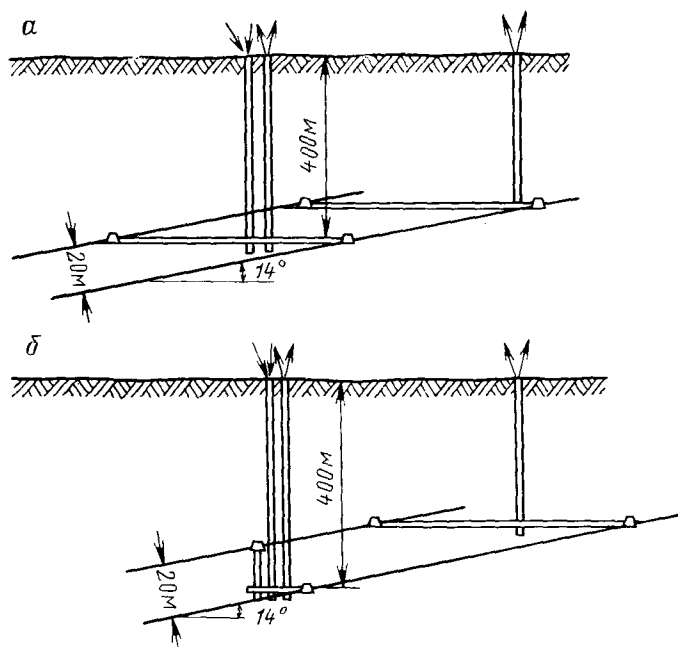


Рис. VI.9. Варианты вскрытия шахтного поля:
а — I-й вариант вскрытия; б — II-й вариант вскрытия

дование на поверхности шахты, а также на проходку стволов, подъем по стволу, так как в обоих вариантах они одинаковы. Решение данной и других подобных задач с помощью метода сравнения вариантов заключается в реализации следующих действий:

анализ горно-геологических и горнотехнических условий реализации вариантов, глубины разработки, числа, мощности и углов падения угольных пластов, свойств горных пород и т. д.;

конструирование или формирование вариантов;

анализ вариантов, их сопоставление с целью выявления общих и специфичных элементов в технологии и технологической схеме;

установление объемов горных и строительно-монтажных работ, трудовых и материальных затрат, отличающих тот или иной вариант от других;

обоснование критерия оптимальности и номенклатуры учитываемых затрат;

Т а б л и ц а VI.14

Виды затрат по вариантам		Площадь поперечного сечения горных выработок, м ²	Длина выработок, м	Объем горных выработок и работ, м ³	Стоимость единицы выработки или единицы работы, руб.	Полная стоимость горных выработок и видов работ, руб.
I вариант						
А. Капитальные затраты						
Проведение капитального квершлага		15,4	100	1540	780	78,0 · 10 ³
Транспортное оборудование по квершлаго		—	—	—	—	20,0 · 10 ³
Итого						
Б. Эксплуатационные затраты за год						
Поддержание квершлага		15,4	100	1540	0,57	8,8 · 10 ³
Транспорт		—	—	—	—	192,0 · 10 ³
Итого						192,88 · 10 ³
Удельные приведенные затраты по I варианту		$S_{пр}^I = \frac{192,88 \cdot 10^3}{1,2 \cdot 10^6} + 0,1 \frac{98 \cdot 10^3}{1,2 \cdot 10^6} = 0,17 \text{ руб./т}$				
II вариант						
А. Капитальные затраты						
Проведение капитального гезенка		12,4	40	496	680	27 · 10 ³
Оборудование винтового спуска по гезенку		—	—	—	—	15 · 10 ³
Итого						
Б. Эксплуатационные затраты за год						
Поддержание гезенка		12,4	40	496	0,5	25 · 10 ³
Транспортирование угля по гезенку		—	—	—	—	144,0 · 10 ³
Итого						144,25 · 10 ³
Удельные приведенные затраты по II варианту		$S_{пр}^{II} = \frac{144,25 \cdot 10}{1,2 \cdot 10^6} + 0,1 \frac{42 \cdot 10^3}{1,2 \cdot 10^6} = 0,13 \text{ руб./т};$ $\frac{S_{пр}^{II}}{S_{пр}^I} \cdot 100 \% = 78 \%$				

проведение расчетов стоимостных или трудовых затрат (в соответствии с избранным критерием оптимальности) по каждому варианту по сравнению с другими;

анализ результатов расчета и выбор оптимальных вариантов.

Упомянутая выше задача сравнения двух вариантов схемы вскрытия шахтного поля и угольных пластов сводится к следующему: критерием оптимальности принимаются приведенные затраты $S_{пр} = C + EK$, позволяющие учитывать разницу в капитальных и эксплуатационных затратах: первый вариант отличается от второго наличием капитального квершлага, а второй от первого — наличием капитального гезенка. Расчеты сводятся в табл. VI.14 (производственная мощность шахты $A_{ш.г} = 1,2$ млн. т/год). В данном примере сравниваемые варианты в остальном не различаются или различаются несущественно. Так, оба варианта предполагают одинаковые схемы вентиляции, транспорта угля до гезенка или до квершлага, одинаковые схемы подготовки, одинаковую мощность шахты, одинаковые размеры выемочных полей, одинаковые нагрузки на очистные забои, календарные планы развития горных работ на угольных пластах и т. д. Обычно варианты отличаются друг от друга более значительным числом качественных и количественных параметров. Эти различия связаны с более широким кругом видов горных работ и затрат на их осуществление. В особенности это касается различий в количественных параметрах шахты, очистных забоев, горизонтов и пр. Достаточно, например, того, что у второго варианта станут другими мощность шахты, нагрузка на угольные пласты и очистные забои, чтобы номенклатура учитываемых затрат при сравнении вариантов коренным образом изменилась. Дело в том, что затраты на проведение и поддержание выработок зависят не только от их топологии, общей протяженности, но и от сечений вскрывающих и подготовительных выработок. Сечения же горных выработок зависят от нагрузки на очистной забой, панель, горизонт, от мощности шахты. Существенными станут различия в затратах на вентиляцию, оборудование, транспорт и подъем, на здания и сооружения на поверхности.

В результате даже одинаковые качественные варианты технологических схем в экономическом плане оказываются совершенно разными. Их сравнение требует полного учета всех видов горных и строительных работ и связанных с ними затрат по каждому из вариантов, т. е. рассчитывается уже не разница между вариантами, а каждый вариант в отдельности (см. VII.3). Результаты расчета каждого варианта в итоге сопоставляются между собой.

Таким образом, в одних случаях метод сравнения вариантов сопряжен со значительным объемом логической работы (выявление технологической разницы между вариантами до проведения расчетов), в других — с большой вычислительной работой (полный расчет каждого варианта). Естественно, что объем той и другой работы возрастает пропорционально числу сравниваемых вариантов. Вместе с тем с внедрением ЭВМ отпала проблема быстрого выполнения большого объема вычислений. Стало легче рассчитать каждый

из вариантов обособленно (а затем сравнить самые экономичные), чем выявить технологическую разницу у каждого из попарно сравниваемых вариантов, а затем оценить ее экономически. При этом оказалось, что расчет разных вариантов может вестись в одинаковой последовательности (по одному алгоритму), повторять одни и те же вычислительные действия: определение нагрузки на очистной забой, количества воздуха для проветривания шахты и горных выработок, определение сечений и стоимости горных выработок и т. д. Применение математики дало возможность выразить в общем виде не только зависимость одних параметров от других (например, нагрузки на очистной забой от длины лавы и скорости подвигания; числа панельных бремсбергов и уклонов от числа панелей в шахтном поле и т. д.), но и зависимость стоимости выполнения горных и строительных работ от качественных и количественных параметров шахты и технологической схемы.

Если технико-экономическое содержание варианта технологической схемы выразить посредством стоимостных параметров, определяющих критерий оценки, то получим выражение целевой функции экономико-математической модели варианта.

Метод экономико-математического моделирования технологии и технологических схем шахты рассматривается как дальнейшее развитие известных расчетных методов (метода сравнения вариантов, графоаналитического и др.) и предусматривает разработку математических и логических выражений зависимости критерия оптимальности от качественных и количественных параметров шахты и производственных процессов.

В процессе решения проектных задач с использованием данного метода находится такое сочетание технологических решений, такое сочетание качественных и количественных параметров шахт, которое в заданных горно-геологических условиях шахтного поля обеспечивает оптимум целевой функции.

Глава VII

ЭКОНОМИКО-МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРИ ПРОЕКТИРОВАНИИ ШАХТ

VII.1. ОБЩИЕ ПОНЯТИЯ О СТРУКТУРЕ И ОСНОВНЫХ ЭЛЕМЕНТАХ ЭКОНОМИКО-МАТЕМАТИЧЕСКОЙ МОДЕЛИ ПРОЕКТИРУЕМОГО ОБЪЕКТА

Под *экономико-математической моделью* проектируемой шахты подразумевается множество соотношений, связывающих переменные — оптимизируемые проектные решения и различные параметры, значения которых считаются в условиях задачи вполне определенными, с критерием оптимальности. Экономико-

математическая модель имитирует экономическую деятельность проектируемой шахты при различных возможных значениях (альтернативах) ее основных технологических характеристик и благодаря этому позволяет установить наилучший с точки зрения принятого критерия оптимальности вариант проекта.

Основными элементами любой экономико-математической модели являются целевая функция и множество ограничений. Целевая функция выражает математическую зависимость критерия оптимальности от рассматриваемых численных значений оптимизируемых решений проекта. В неявном виде эта зависимость может быть представлена соотношением

$$S_{\text{пр}} = \Phi(\bar{X}, \bar{Y}) \rightarrow \text{extr}, \quad (\text{VII.1})$$

где $S_{\text{пр}}$ — значения критерия оптимальности (приведенные затраты, прибыль и т. п.); Φ — некоторая форма целевой функции; $\bar{X}$ — вектор (множество) оптимизируемых решений проекта,

$$\bar{X} = (x_1, x_2, \dots, x_i, \dots, x_n);$$

x_i — оптимизируемые решения проекта; $\bar{Y}$ — вектор (множество) исходных условий задачи,

$$\bar{Y} = (y_1, y_2, \dots, y_j, \dots, y_m);$$

y_j — исходные условия.

Число n характеризует размерность экономико-математической модели, а перечень x_i ($i = 1, 2, \dots, n$) с указанием их физического содержания называется номенклатурой оптимизируемых проектных решений. Чем больше размерность модели, тем более сложные экономические связи исследуемого явления она учитывает.

В общем случае каждое из x_i имеет некоторое множество альтернатив. Пусть для x_1 это множество равно D_1 , для x_2 — $D_2 \dots$, для x_n — D_n , причем

$$D_1 = \{d_{11}, d_{12}, \dots, d_{1j}, \dots, d_{1v_1}\};$$

$$D_2 = \{d_{21}, d_{22}, \dots, d_{2j}, \dots, d_{2v_2}\};$$

$$\dots \dots \dots$$

$$D_i = \{d_{i1}, d_{i2}, \dots, d_{ij}, \dots, d_{iv_i}\};$$

$$\dots \dots \dots$$

$$D_n = \{d_{n1}, d_{n2}, \dots, d_{nj}, \dots, d_{nv_n}\},$$

$$(\text{VII.2})$$

где d_{ij} — j -е значение i -го решения проекта.

$$j = \begin{cases} 1, 2, \dots, v_1 & \text{при } i = 1, \\ 1, 2, \dots, v_2 & \text{при } i = 2, \\ 1, 2, \dots, v_n & \text{при } i = n. \end{cases}$$

$v_1, v_2, \dots, v_n$ — число альтернатив решений проекта соответственно $x_1, x_2, \dots, x_n$.

Множество D всех альтернатив проекта шахты представляется упорядоченной системой из n элементов множеств D_i , причем в этой системе первым элементом является одно из значений $d_{1j} \in D_1$, вторым элементом — одно из значений $d_{2j} \in D_2$ и т.д. Общее число $N(D)$ таких упорядоченных систем альтернатив проекта равно числу перестановок v_i :

$$N(D) = \prod_{i=1}^n v_i. \quad (\text{VII.3})$$

Следует иметь в виду, что при решении конкретных задач проектирования угольных шахт не все комбинации, входящие в множество D , могут быть допустимыми. Например, пусть рассматриваются два проектных решения: x_1 — число крыльев в блоке и x_2 — число одновременно разрабатываемых крыльев в блоке. Значения этих элементов заданы множествами соответственно:

$$D_1 = \{d_{11} = 1, d_{12} = 2\} \text{ и } D_2 = \{d_{21} = 1, d_{22} = 2\}.$$

Система из элементов d_{11} и d_{22} недопустима, так как в однокрылом блоке не могут быть два одновременно разрабатываемых крыла блока. Для учета этого обстоятельства при моделировании конкретных задач должны быть указаны условия совместимости соответствующих значений элементов x_i .

Числовые значения элементов вектора Y определяют исходные условия задачи, при которых действительна экономико-математическая модель заданной проектной задачи. В целях универсальности обычно стремятся разрабатывать модели, пригодные для оптимизации проектных решений в возможно большем диапазоне исходных условий. В таких моделях каждый из элементов y_j может иметь некоторое множество значений:

$$\theta_j = \{\theta_{jp}; \theta_{j \max} \geq \theta_{jp} \geq \theta_{j \min}\},$$

где θ_{jp} — p -е значение j -го исходного условия;

$$p = \begin{cases} 1, 2, \dots, q_1 \text{ при } j=1, \\ 1, 2, \dots, q_2 \text{ при } j=2, \\ 1, 2, \dots, q_m \text{ при } j=m; \end{cases}$$

$q_1, q_2, \dots, q_m$ — число возможных значений соответственно

$$y_1, y_2, \dots, y_m;$$

$\theta_{j \min}, \theta_{j \max}$ — соответственно минимальное и максимальное значения j -го исходного условия.

Исходные условия оптимизационной задачи, влияющие на величину целевой функции, бывают трех основных видов: горно-геологические, технические и социально-экономические.

Другим основным элементом экономико-математической модели проектной задачи является множество ограничений. Различают граничные и побочные условия задачи. Граничные условия очер-

чивают область существования x_i и, в частности, определяют положительность их значений. Для всех D_i , формируемых по правилу (VIII.2), должно быть $d_{ij} \geq 0$.

Кроме того, между оптимизируемыми проектными решениями могут существовать определенные соотношения, записываемые в виде балансовых уравнений или неравенств вида

$$\Phi_r(x_1, x_2, \dots, x_n) \leq C_r, \quad (\text{VII.4})$$

где C_r — константа ($r = 1, 2, \dots, g$), где g — число балансовых уравнений (неравенств).

Данное условие называется п о б о ч н ы м. Примером его являются указанные выше условия совместимости или несовместимости отдельных значений d_{ij} в комбинациях множества D .

Значения x_i , для которых выполняются побочные и граничные условия, определяют область допустимых решений проекта. Значения d_{i0} , которые находятся в области допустимых решений и при которых целевая функция $S_{\text{пр}}$ принимает экстремальное значение, называются оптимальными. Множество $\bar{X}_0 = \{d_{10}, d_{20}, \dots, d_{n0}\}$ является решением задачи. Оно определяется следующим образом:

$$\bar{X}_0 = \{d_{i0} \in D_i; S_{\text{пр}}(d_{10}, d_{20}, \dots, d_{n0}) = \text{extr}\}.$$

Экономико-математическая модель оптимизации решений проекта может быть описана в общем виде следующим образом:

целевая функция — $S_{\text{пр}} = \Phi(XY) \rightarrow \text{extr}$;

балансовые уравнения $\Phi_r(x_1, x_2, \dots, x_n) \leq C_r$;

(неравенства) — $(r = 1, 2, \dots, g)$;

граничные условия — $d_{ij} \geq 0 (i = 1, 2, \dots, n)$; (VII.5)

Экономико-математическое моделирование проекта шахты выполняется в следующей последовательности:

фиксируются исходные условия задачи, в соответствии с которыми обосновывается номенклатура оптимизируемых решений проекта (выбираются элементы вектора $\bar{X}$);

определяются или назначаются альтернативы каждого из оптимизируемых решений x_i , формируются множества D и область допустимых решений D_i ;

формируются ограничения на оптимизируемые решения проекта; в соответствии со структурой принятого критерия оптимальности разрабатывается явный вид целевой функции;

разрабатываются алгоритм и программа исследования модели на ЭВМ. в результате реализации которых определяется оптимальное решение проекта $\bar{X}_0$.

VII.2. НОМЕНКЛАТУРА И АЛЬТЕРНАТИВЫ ОПТИМИЗИРУЕМЫХ РЕШЕНИЙ

Метод экономико-математического моделирования позволяет оптимизировать достаточно большое число технологических решений в проектах строительства новых шахт. Однако следует учитывать

значительное усложнение модели при увеличении ее размерности, особенно в тех случаях, когда стремятся оптимизировать выбор большого числа качественных решений. Поэтому на стадии постановки задачи важное значение имеет выбор именно тех проектных решений, которые действительно нуждаются в количественном обосновании.

В настоящее время для однозначного выбора номенклатуры оптимизируемых проектных решений отсутствуют достаточно строгие методические приемы. Выбор номенклатуры оптимизируемых решений проекта базируется почти полностью на использовании имеющегося опыта проектировщиков и данных научно-исследовательских работ.

Исходным пунктом при выборе номенклатуры оптимизируемых решений проекта является учет исходных горно-геологических условий. Если, например, проектируемый участок месторождения имеет небольшие (менее 4—5 км) размеры по простиранию, представлен одиночным пластом, то не имеет смысла анализировать для этих условий способа вскрытия с разделением шахтного поля на блоки, отпадает необходимость оптимизации выбора способа группирования пластов и последовательности разработки групп и т. п.

В общем случае при проектировании шахт необходимо оптимизировать выбор технологических решений, формирующих основные элементы и параметры вскрытия и подготовки шахтного поля, систем разработки угольных пластов; параметров концентрации производства, механизации и автоматизации производственных процессов. Рекомендуемая обобщенная номенклатура оптимизируемых решений в проектах новых шахт приведена в табл. VII.1. В конкретных условиях эта номенклатура может быть расширена или сужена в зависимости от особенностей проектируемого участка месторождения и дополнительных технических и экономических ограничений на размер добычи, выделяемые капиталовложения и т. п. В табл. VII.1 даны ориентировочные указания, в каких случаях желательно включать то или иное проектное решение в число оптимизируемых.

В табл. VII.1 приведена также область возможных значений (альтернатив) оптимизируемых решений проекта, определяющая множества D_i . Следует иметь в виду, что при выборе альтернатив оптимизируемых проектных решений необходимо учитывать накопленный отечественный и зарубежный опыт эксплуатации угольных месторождений с аналогичными горно-геологическими условиями, прогноз развития техники и технологии подземной добычи угля и другие важнейшие нормативные документы Минуглепрома СССР; результаты выполненных научно-исследовательскими и проектными институтами работ в области совершенствования технологии очистных и подготовительных работ и оптимального проектирования шахт.

Наибольшие трудности представляет выбор альтернатив решений проекта, имеющих качественный характер, таких, как $x_{\text{кач}}^1$,

$x_{\text{кач}}^2$, $x_{\text{кач}}^3$ и т. д. (см. табл. VII.1). Обычно альтернативы этих решений задаются в виде признаков принадлежности. Например, в табл. VII.1 для $x_{\text{кач}}^1$ заданы две альтернативы. Одной из них — способ отработки шахтного поля по площади с разделением на блоки — присвоен признак принадлежности, равный 1 ($x_{\text{кач}1}^1 = 1$); другая альтернатива — способ отработки шахтного поля по площади без деления на блоки — имеет признак принадлежности, равный 2 ($x_{\text{кач}2}^1 = 2$).

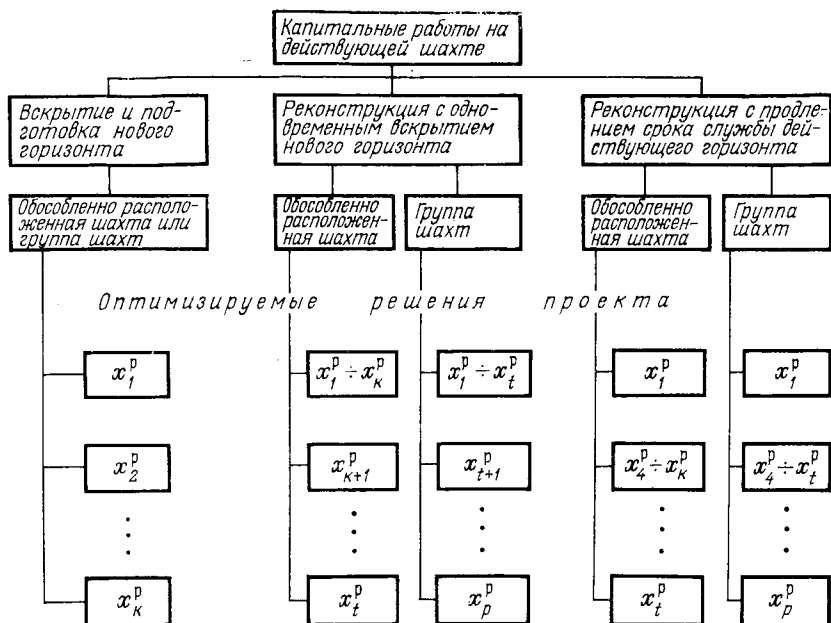


Рис. VII.1. Виды капитальных работ на действующей шахте и номенклатура оптимизируемых решений

Номенклатура оптимизируемых решений в проектах новых горизонтов и реконструкции шахт определяется характером как горно-геологических, так и исходных технических условий (рис. VII.1).

Для отличия от новых шахт буквенные обозначения оптимизируемых решений проекта реконструкции или углубки шахты снабжены верхним индексом «р».

При вскрытии и подготовке нового горизонта обычно оптимизируются производственная мощность шахты x^p , вертикальная высота этажа или размер шахтного поля по падению в границах вновь вскрываемого горизонта x_2^p , способ вскрытия нового горизонта x_3^p , все элементы и параметры подготовки шахтного поля, систем раз-

Т а б л и ц а VII.1.

Оптимизируемое проектное решение	Условные обозначения	Наиболее характерные горно-геологические и технические условия для включения проектного решения в номенклатуру оптимизируемых	Область возможных значений (альтернативы) проектных решений
Вскрытие шахтного поля			
Способ отработки шахтного поля по площади	$x^1_{\text{кач}}$	Длина участка месторождения по простиранию более 5—6 км, ожидаемая газообильность шахты свыше 10 м ³ /т добычи	$x^1_{\text{кач } 1} = 1$ — с разделением на блоки, $x^1_{\text{кач } 2} = 2$ — без разделения на блоки
Тип главных стволов, способ вскрытия шахтного поля	$x^2_{\text{кач}}$	Глубина работ менее 500—600 м, отсутствие в толще пород карстов, плавнунов	$x^2_{\text{кач } 1} = 1$ — вертикальные, $x^2_{\text{кач } 2} = 2$ — наклонные
Тип вспомогательных стволов	$x^3_{\text{кач}}$	Глубина работ менее 500—600 м, отсутствие в толще пород карстов, плавнунов	$x^3_{\text{кач } 1} = 1$ — вертикальные, $x^3_{\text{кач } 2} = 2$ — наклонные
Расположение главных стволов вкрьст простирания месторождения при $x^2_{\text{кач } 1} = 1$, схема вскрытия	$x^4_{\text{кач}}$	Большая угленосность месторождения (более 3—5 пластов), отсутствие ограничений в выборе промышленной площадки на поверхности главных стволов	$x^4_{\text{кач } 1} = 1$ — в лежащем боку свиты, $x^4_{\text{кач } 2} = 2$ — посредине шахтного поля, $x^4_{\text{кач } 3} = 3$ — в висячем боку свиты, $x^4_{\text{кач } 4} = 4$ — за пределами шахтного поля
Конструкция шахтного поля. Порядок отработки шахтного поля по глубине	$x^5_{\text{кач}}$	Большая угленосность, пологое и наклонное залегания пластов, размер шахтного поля по падению более 2 км	$x^5_{\text{кач } 1} = 1$ — одnogоризонтная с бремсберговым и уклонным полями, $x^5_{\text{кач } 2} = 2$ — многогоризонтная с бремсберговыми полями

Конструкция блока при $x_{\text{кач } 1}^1 = 1$ Число панелей в блоке	$x_{\text{кач}}^6$	Угол падения пластов более 18— 25°, ожидаемая метанообильность свыше 15 м ³ /т	$x_{\text{кач } 1}^6 = 1$ — однопанельная, $x_{\text{кач } 2}^6 = 2$ — двухпанельная
Схема проветривания шахтного по- ля при $x_{\text{кач } 2}^1 = 2$	$x_{\text{кач}}^7$	Ожидаемая метанообильность шах- ты не более 10 м ³ /т, размер шахт- ного поля по простиранию не более 4—5 км	$x_{\text{кач } 1}^7 = 1$ — центральная (обрат- ночная), $x_{\text{кач } 2}^7 = 2$ — фланговая (прямоточная)
Способ организации закладочного хозяйства	$x_{\text{кач}}^8$	Крутые мощные пласты, разраба- тываемые с закладкой	$x_{\text{кач } 1}^8 = 1$ — по центральным ство- лам, $x_{\text{кач } 2}^8 = 2$ — по блоковым (фланговым) стволам
Длина шахтного поля по прости- ранию	$x_{\text{кол}}^1$	Длина проектируемого участка ме- сторождения по простиранию более 8—10 км	$S_{\text{ш.п min}} \leq x_{\text{кол } j}^1 \leq S_{\text{ш.п max}}$
Длина блока по простиранию при $x_{\text{кач } 1}^1 = 1$	$x_{\text{кол}}^2$	Во всех случаях	$\frac{S_{\text{ш.п min}}}{2} \leq x_{\text{кол } j}^2 \leq \frac{S_{\text{ш.п max}}}{2}$
Наклонное расстояние между подь- емными горизонтами (км) при $x_{\text{кач } 2}^5 = 2$	$x_{\text{кол}}^3$	Во всех случаях	$\frac{H_{\text{ш.п min}}}{2} \leq x_{\text{кол } j}^3 \leq \frac{H_{\text{ш.п max}}}{2}$
Площадь поперечного сечения вскрывающих выработок (наклонных и вертикальных стволов, квершлагов, магистральной выработки)	$x_{\text{кол}}^{4*}$	Во всех случаях	См. 8 гл. VIII

* Обозначено условно одним символом; в действительности число сечений равно числу разнородных выработок, проектируемых для вскрытия шахтного поля.

Оптимизируемое проектное решение	Условные обозначения	Наиболее характерные геологические и технические условия для включения проектного решения в номенклатуру оптимизируемых	Область возможных значений (альтернативных) проектных решений
Подготовка шахтного поля			
Схема подготовки шахтного поля	$x_{\text{кач}}^9$	Угол падения пластов менее 30—35°, размер шахтного поля по простиранию более 3 км	$x_{\text{кач}}^9 = 1$ — этапная с разделением на 2—3 подэтажа, $x_{\text{кач}}^9 = 2$ — панельная, $x_{\text{кач}}^9 = 3$ — погоризонтная
Конструкция выемочного поля при $x_{\text{кач}}^9 = 1$ и панели при $x_{\text{кач}}^8 = 2$	$x_{\text{кач}}^{10}$	Газоносность пласта более 10 м ³ /т	$x_{\text{кач}}^{10} = 1$ — однокрылая, $x_{\text{кач}}^{10} = 2$ — двухкрылая
Расположение подготовительных выработок относительно пласта, способ подготовки	$x_{\text{кач}}^{11}$	Неустойчивые и средней устойчивости боковые породы	$x_{\text{кач}}^{11} = 1$ — по пласту (пластовая подготовка), $x_{\text{кач}}^{11} = 2$ — по породе (полевая подготовка)
Способ группирования пластов	$x_{\text{кач}}^{12}$	Число пластов в шахтном поле (более 3—5, пласты залегают естественными группами).	$x_{\text{кач}}^{12} = 1$ — каждый пласт подготавливается самостоятельно, $x_{\text{кач}}^{12} = 2$ — групповая подготовка
Вид групповых выработок при $x_{\text{кач}}^{12} = 2$	$x_{\text{кач}}^{13}$	Во всех случаях при числе пластов в шахтном поле более трех	$x_{\text{кач}}^{13} = 1$ — наклонные (бремсберги, уклоны), $x_{\text{кач}}^{13} = 2$ — горизонтальные (коренные панельные, этапные или магистральные штреки)

Размер выемочного поля (км) при $x_{\text{кач } 1}^9 = 1$, панели при $x_{\text{кач } 2}^9 = 2$ или выемочного столба по падению (восстановлению) при $x_{\text{кач } 3}^9 = 3$	$x_{\text{кол}}^5$	Во всех случаях	$\frac{x_{\text{кол } j \text{ min}}^1}{2} \leq x_{\text{кол } j}^5 \leq \frac{x_{\text{кол } j \text{ max}}^1}{2}$ при $x_{\text{кач } 1}^9 = 1$ или $x_{\text{кач } 2}^9 = 2$, $x_{\text{кол } j}^9 = x_{\text{кол } j}^3$ при $x_{\text{кач } 3}^9 = 3$
Сечения подготовительных выработок (панельных; этажных или магистральных штреков, капитальных, панельных и участковых бремсбергов и уклонов)	$x_{\text{кол}}^6$	Во всех случаях	См. 8 гл. VIII

Система разработки пластов**			
Вариант системы разработки: пологие пласты тонкие и средней мощности пологие мощные пласты	$x_{\text{кач}}^{14}$	Угол падения пласта $3-10^\circ$	$x_{\text{кач } 1}^{14} = 1$ — длинные столбы по простиранию, $x_{\text{кач } 2}^{14} = 2$ — длинные столбы по падению (восстановлению), $x_{\text{кач } 1}^{15} = 1$ — без разделения на слои, $x_{\text{кач } 2}^{15} = 2$ — с разделением на слои
	$x_{\text{кач}}^{15}$	Мощность пласта более 3,5 м	
Способ охраны выемочных выработок	$x_{\text{кач}}^{16}$	Неустойчивые или средней устойчивости боковые породы	$x_{\text{кач } 1}^{16} = 1$ — целиками угля или бутвымими полосами, $x_{\text{кач } 2}^{16} = 2$ — без оставления целиков угля с проведением выработок в присечку к выработанному пространству

** Действительное число каждого из решений проекта равно числу разрабатываемых пластов в шахтном поле.

Оптимизируемое проектное решение	Условные обозначения	Наиболее характерные горно-геологические и технические условия для включения проектного решения в номенклатуру оптимизируемых	Область возможных значений (альтернативы) проектных решений
Конструкция выемочного столба, яруса, выемочного поля	$x_{\text{кач}}^{17}$	Газоносность пласта 5—10 м ³ /т	$x_{\text{кач}}^{17} = 1$ — с одной лавой в столбе, $x_{\text{кач}}^{17} = 2$ — с двумя лавами в столбе
Длина лавы, м	$x_{\text{кол}}^7$	Во всех случаях	$50 \leq x_{\text{кол}}^7 \leq 250$
Площадь поперечного сечения выемочных выработок — ярусных и промежуточных штреков, наклонных бортовых выработок	$x_{\text{кол}}^8$	Во всех случаях	См. 8 гл. VIII

Факторы концентрации производства			
Нагрузка на лаву, отдельных пластов, т/сут	$x_{\text{кол}}^{9**}$	Во всех случаях	См. 3 гл. VIII
Число действующих лав в панели при $x_{\text{кач}}^9 = 2$	$x_{\text{кол}}^{10**}$	Во всех случаях	$1 \leq x_{\text{кол}}^{10} \leq 2 \div 4$

Число действующих панелей или выемочных полей (столбов) на пласте	$x_{\text{кол}}^{11**}$	Во всех случаях	$1 \leq x_{\text{кол } j}^{11} \leq \frac{x_{\text{кол } j}^1}{x_{\text{кол } j}^5}$
Число одновременно разрабатываемых пластов в блоке или шахтном поле	$x_{\text{кол}}^{12}$	Во всех случаях	$1 \leq x_{\text{кол } j}^{12} \leq n_{\text{пл}}$
Число одновременно разрабатываемых блоков при $x_{\text{кач } 1}^1 = 1$	$x_{\text{кол}}^{13}$	Во всех случаях	$1 \leq x_{\text{кол } j}^{13} \leq \frac{x_{\text{кол } j}^1}{x_{\text{кол } j}^2}$
Нагрузка на блок (т/сут) при $x_{\text{кач } 1}^1 = 1$	$x_{\text{кол}}^{14}$	Во всех случаях	$x_{\text{кол } j}^{14}$ в зависимости от значений $x_{\text{кол } j}^9$; $x_{\text{кол } j}^{10}$; $x_{\text{кол } j}^{11}$ и $x_{\text{кол } j}^{12}$
Производственная мощность шахты, т/сут	$x_{\text{кол}}^{15}$	Во всех случаях	В зависимости от значений $x_{\text{кол } j}^9$; $x_{\text{кол } j}^{10}$; $x_{\text{кол } j}^{11}$; $x_{\text{кол } j}^{12}$; $x_{\text{кол } j}^{13}$; $x_{\text{кол } j}^{14}$

** Действительное число каждого из решений проекта равно числу разрабатываемых пластов в шахтном поле.

работки угольных пластов, концентрации горных работ (решения $x_4^p - x_k^p$, общее число решений $n = k$).

При реконструкции отдельно расположенной шахты оптимизируемыми являются решения $x_1^p - x_k^p$, если одновременно на шахте необходимо вскрывать новый горизонт. Кроме того, оптимизируются способ вскрытия шахтного поля x_{k+1}^p в случае проходки новых стволов, типа главных вскрывающих выработок x_{k+2}^p (общее число решений $n = t$).

При реконструкции группы близко расположенных шахт к числу оптимизируемых следует относить перечисленные выше решения $x_1^p - x_t^p$ для каждой шахты в отдельности или для объединенных шахт в случае одновременного с реконструкцией вскрытия новых горизонтов, а также число объединенных шахт x_{t+1}^p , место расположения главной промышленной площадки x_{t+2}^p и некоторые другие (общее число решений $n = p$).

При проектировании новых горизонтов и реконструкции оптимизируются сечения всех вновь проводимых выработок с учетом использования существующих выработок, входящих в общешахтную вентиляционную сеть.

Производственная мощность реконструируемой шахты формируется в зависимости от значений оптимизируемых показателей концентрации горных работ точно так же, как и на новой шахте (см. табл. VII.1). Ее минимальным значением является фактически достигнутая к моменту реконструкции добыча, обеспечиваемая существующими на шахте основными производственными фондами. В случае проектирования реконструкции шахт для разработки угленасыщенных месторождений максимальное значение x_1^p допустимо принимать 6—9 млн. т угля в год.

Вертикальная высота этажа при вскрытии нового горизонта на действующей или реконструируемой шахте может быть ограничена снизу достигнутым значением $h_{эт\ min}$, сверху — предельно возможным для принимаемых средств механизации очистных работ значением $h_{эт\ max}$. При вскрытии новых горизонтов на шахтах, разрабатывающих крутые пласты (Центральный район Донбасса, Прокопьевско-Киселевский район Кузбасса), можно принять $h_{эт\ min} = 80—100$ м, $h_{эт\ max} = 125—150$ м (Донбасс) и 250—300 м (Кузбасс).

Число объединяемых шахт x_{t+1}^p зависит от общего их числа в группе $n_{ш}$ и обычно не превышает 2. При $n_{ш} = 1$ возможна единственная альтернатива, соответствующая значению $x_{кол\ (t+1)\ j}^p = 1$.

При $n_{ш} \geq 2$ могут быть альтернативы, соответствующие реконструкции каждой шахты или объединению шахт. В случае индивидуальной реконструкции $x_{кол\ (t+1)\ j}^p = 1$ ($j = 1$). При объединении шахт $x_{кол\ (t+1)\ j}^p = 2$ ($j = 2$).

Место расположения промышленной площадки главных стволов при реконструкции группы шахт может быть рассмотрено в двух

основных вариантах: с использованием существующей промышленной площадки одной из реконструируемых шахт ($x_{\text{кач } (k+2) 1}^p = 1$) или предусматривается сооружение новой промышленной площадки ($x_{\text{кач } (k+2) 2}^p = 2$).

При выборе базовой шахты, подъемные стволы и технологический комплекс которой принимаются в качестве общих для объединяемых шахт, необходимо учитывать следующие факторы:

физическую пропускную способность подъемных установок и технологических комплексов шахт, их физическое состояние;

число и взаимное расположение объединяемых шахт, развитие железнодорожных путей в пределах промышленной площадки и удобство примыкания их к магистральной линии;

количество и качество законсервированного в охранных целиках (под объекты на поверхности, стволы и др.) угля;

застроенность поверхности шахты жильем, промышленными зданиями и сооружениями.

VII.3. СОСТАВЛЕНИЕ ЦЕЛЕВОЙ ФУНКЦИИ ЭКОНОМИКО-МАТЕМАТИЧЕСКОЙ МОДЕЛИ И СИСТЕМЫ ОГРАНИЧЕНИЙ

Вид целевой функции модели зависит от применяемого критерия оптимальности, номенклатуры учитываемых затрат и оптимизируемых параметров (решений) технологии шахты.

В самом общем виде в случае использования в качестве критерия оптимальности приведенных затрат на первом этапе развития шахты целевую функцию можно записать:

$$S_{\text{пр } 1 \text{ э.п}} = \min \sum_{\substack{i=m, j=n \\ i=1, j=1. \\ t=0}}^{t=\tau_1} (C_{1ijt} + E_n K_{1ijt}) \frac{1}{(1 + E_{\text{н.п}})^t}. \quad (\text{VII.6})$$

Эта формула позволяет учесть эксплуатационные C_{ijt} и капитальные K_{ijt} затраты, связанные с любым i -м вариантом решения на j -м элементе технологии шахты, осуществляемом в t -м году в пределах периода оптимизации τ_1 . Если срок службы шахты превышает период оптимизации τ_1 (этап проектирования), то формула целевой функции должна объединять затраты на последующих этапах.

Рассмотрим второй из этих этапов. Производственные фонды, созданные за предыдущие годы, могут составлять $\Phi_{\text{к } 1 \text{ э.п}}$. Капиталовложения на втором этапе K_2 , сумма эксплуатационных затрат при отработке запасов, равных $Z_{\text{пр } 2}$, составит C_2 , включая амортизацию капиталовложений K_2 и производственных фондов $\Phi_{\text{к } 1 \text{ э.п}}$, а также расходы по эксплуатации старых и вновь созданных фондов. Приведенные затраты, относящиеся ко второму этапу, должны быть минимальными, т. е.

$$S_{\text{пр } 2} = C_2 + E_n (K_2 + \Phi_{\text{к } 1 \text{ э.п}}) \rightarrow \min.$$

Учитывая, что на втором этапе может быть принято некоторое множество решений для капиталовложений K_2 а эксплуатационные расходы на этапе есть функция этих капиталовложений и созданных производственных фондов, т. е. $C_2 = f(K_2, \Phi_{k1 \text{ э. п.}})$, запишем выражение для приведенных затрат (условно оптимальные) на первом и втором этапах:

$$S_{\text{пр. 2 э. п.}} = \min \sum_{\substack{i=m, j=n \\ t=0}}^{t=\tau_2} \left[E_n \Phi_{1 \text{ э. п.}} t_{jt} + (C_{2ijt} + E_n K_{2ijt}) \frac{1}{(1 + E_{\text{н. п.}})^t} \right], \quad (\text{VII.7})$$

$$C_{2ijt} = C'_{2ijt}(\Phi_{k1 \text{ э. п.}} ij) + C''_{2ijt}(K_{2ijt}),$$

где $C'_{2ijt}(\Phi_{k1 \text{ э. п.}} ij)$ — эксплуатационные расходы, связанные с использованием оставшихся на конец первого этапа развития шахты фондов; $C''_{2ijt}(K_{2ijt})$ — эксплуатационные расходы, связанные с использованием вновь созданных на втором этапе фондов.

Здесь переменные $\Phi_{k1 \text{ э. п.}} ij$ и $C'_{2ijt} = f(\Phi_{k1 \text{ э. п.}} ij)$ характеризуют состояние шахты к началу второго этапа, а переменные K_{2ijt} и $C''_{2ijt} = f(K_{2ijt})$ — меру оптимальности управлений на втором этапе, выраженную в капитальных и эксплуатационных затратах, соответствующих некоторым технологическим, техническим или организационным проектным решениям

На всех этапах:

$$S_{\text{пр. 1, ..., N э. п.}} = \min \sum_{\substack{i=m, j=n \\ t=0}}^{t=\tau_N} \left[E_n \Phi_{k(N-1) \text{ э. п.}} ij + (C_{Nijt} + E_n K_{Nijt}) \frac{1}{(1 + E_{\text{н. п.}})^t} \right]; \quad (\text{VII.8})$$

$$C_{Nijt} = C'_{Nijt}(\Phi_{k(N-1) \text{ э. п.}} ij) + C''_{Nijt}(K_{Nijt}),$$

где C_{Nijt} — эксплуатационные расходы на шахте на N -м этапе развития, связанные с i -м вариантом по j -му элементу технологии шахты в t -м году, руб/т; K_{Nijt} — капитальные затраты N -го этапа, связанные с i -м вариантом по j -му элементу технологии шахты в t -м году, руб/т; $\Phi_{k1 \text{ э. п.}} ij$; $\Phi_{k(N-1) \text{ э. п.}} ij$ — производственные фонды шахты соответственно в конце первого и $(N-1)$ этапа в развитии шахты, руб/т; E_n , $E_{\text{н. п.}}$ — соответственно нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений (фондов) и нормативный коэффициент приведения затрат во времени; m — число альтернативных вариантов проектных решений по некоторому элементу технологии; n — число элементов технологии, которые нашли свое отражение в модели; $\tau_1, \dots, \tau_N$ — соответственно длительность периода оптимизации первого, ..., N -го этапа развития шахты.

Таким образом, модель оптимизации параметров поэтапного развития шахты реализует связь каждого последующего этапа с предыдущим и в результате связь последнего этапа со всеми предыдущими.

В данном виде целевая функция позволяет оптимизировать решения, осуществление которых разделяют значительные интервалы времени. Так, капитальные затраты периода строительства в конце первого этапа проектирования в неамортизированной части предстают как фонды $\Phi_{k1 \dots n ij}$, а капитальные затраты, предусматриваемые для развития шахты в будущем, выступают как капитальные затраты t -го года следующего N -го этапа развития шахты — K_{Nijt} .

Удобнее для конкретных расчетов целевую функцию представить в виде

$$S_{\text{пр. (1,2, \dots, N)}} = \sum_{\substack{t=\tau_N \\ i=m; j=n}}^{t=\tau_N} C_{Nijt} \frac{1}{(1+E_{н.п})^t} + \frac{E_n}{A_{ш.г}} \times \\ \times \sum_{\substack{t=\tau_{(N-1)} \\ i=m; j=n}}^{t=\tau_{(N-1)}} \Phi_{k(N-1) \dots n ij} + \frac{E_n}{A_{ш.г}} \sum_{\substack{t=\tau_N \\ i=1; j=1}}^{t=\tau_N} K_{Nijt} \frac{1}{(1+E_{н.п})^t} \rightarrow \min. \quad (\text{VII.9})$$

В приведенной формуле первое слагаемое представляет суммарные за период τ_N удельные эксплуатационные затраты на добычу 1 т угля, второе слагаемое — нормативный эффект использования созданных фондов на начало N -го этапа и, наконец, третье слагаемое — нормативный эффект суммарных капитальных затрат на строительство шахты и поддержание ее мощности в период эксплуатации (затраты будущих лет). Оптимизация развития шахты на первом этапе, т. е. при $t = 0 \div \tau_1$, потребует расчета лишь первого и третьего слагаемых формулы, поскольку на начало строительства шахты созданных фондов не имеется.

С другой стороны, при оптимизации реконструкции шахты (развитие шахты на N -м этапе) второе слагаемое в целевой функции участвует. Следовательно, данный вид целевой функции является универсальным при оптимизации проектов как строительства новых, так и реконструкции действующих шахт.

При расчете целевой функции $S_{\text{пр}} = \Phi(X, Y)$ для каждого из альтернативных вариантов проекта, определяемых множеством D_i , должны учитываться все виды работ, производимые на шахте за период t .

При моделировании затрат C_{ijt} и K_{ijt} вначале рассчитывают объем соответствующих работ, производимых за период оптимизации, а затем, используя укрупненные стоимостные показатели, определяют абсолютные по всему объему работ или относительные

на 1 т извлекаемых запасов угля значения капитальных и эксплуатационных затрат.

Обычно учитываются следующие статьи эксплуатационных и капитальных затрат, моделируемых при оптимизации решений проекта строительства новой шахты:

I. Общешахтного назначения, необходимые для: строительства и эксплуатации зданий и сооружений технологического комплекса на поверхности главных, вспомогательных и блоковых (фланговых) стволов; проходки и поддержания стволов всех видов; сооружения и эксплуатации выработок и камер околоствольных дворов всех видов; проведения и поддержания главных и блоковых квершлагов, магистральных выработок (при блоковом способе вскрытия шахтного поля); транспортирования грузов (угля, материалов, оборудования) по стволам, главным и блоковым квершлагам и магистральной выработке; водоотлива и проветривания шахты; содержания условно-постоянного штата трудящихся; прочих и неучтенных работ.

II. Не общешахтного назначения, связанные с выемкой отдельных угольных пластов или их групп, необходимые для: проведения и поддержания коренных панельных, этажных и магистральных штреков, панельных бремсбергов и уклонов, ярусных и промежуточных штреков, бортовых наклонных выработок, скатов, гезенков и т. п.; транспортирования грузов по указанным выработкам; ведения очистных работ.

Использование имеющихся на момент проектирования стоимостных показателей позволяет определить для отдельных видов работ удельные затраты непосредственно, не прибегая к расчету их общего объема за период τ . Например, эксплуатационные затраты $C_{лi}$ на очистные работы выражаются функцией вида, руб/т

$$C_{лi} = f_{л}(l_{в.ст}; l_{лi}; m; n_{см}),$$

где $l_{в.ст}$ — длина выемочного столба по простирацию (падению); $l_{лi}$ — длина лавы (см. табл. VII.1); m — вынимаемая мощность пласта; $n_{см}$ — число смен по добыче угля в сутки.

Если в шахтном поле разрабатывается $n_{пл}$ пластов с различными горно-геологическими условиями, определяющими применение различных средств механизации очистных работ на отдельных пластах, то средние по шахте эксплуатационные затраты на очистные работы

$$C_{ср. \text{ в зв. л}} = \frac{\sum_{i=1}^{i=n_{пл}} C_{лi} Z_i}{\sum_{i=1}^{i=n_{пл}} Z_i}, \quad (VII.10)$$

где $C_{лi}$ — удельные затраты на очистные работы при выемке i -го пласта, руб/т; Z_i — вынимаемые запасы угля i -го пласта, т.

Аналогичным образом можно воспользоваться готовыми формулами для определения затрат на строительство зданий и сооружений технологического комплекса на поверхности, подъем грузов

по вертикальным стволам, проветривание шахты, содержание условно-постоянного штата трудящихся. В остальных же случаях, относящихся главным образом к работам по проведению и поддержанию выработок, а также транспортированию грузов по ним, получение явного вида стоимостных функций требует расчета объема работ за весь принятый период оптимизации. Это наиболее трудоемкий этап разработки экономико-математической модели, на который затрачивается около половины всего времени решения проектной задачи. В каждом случае проектирования такую задачу приходится решать индивидуально. В качестве иллюстрации выполнения данного этапа в (VII.4) рассмотрено моделирование затрат на проведение наиболее типичных горных выработок.

Перед составлением целевой функции необходимо разработать расчетную схему задачи. Под расчетной схемой понимается стереотипное изображение проектируемой шахты или ее отдельных элементов. Расчетная схема должна быть максимально насыщена информацией о проектируемых выработках, проводимых в течение всего периода оптимизации. В частности, должно быть указано взаимное расположение в шахтном поле вскрывающих, подготовительных и нарезных выработок, околоствольных дворов. Целесообразно показать расположение очистных забоев и выработок в панелях или выемочных столбах на момент пуска шахты в эксплуатацию.

На расчетной схеме должны быть наглядно изображены направления и величины грузопотоков, в том числе закладочных материалов, направление воздушных потоков, размещение и типы основного оборудования для очистных и подготовительных работ, подземного транспорта, закладочного хозяйства.

Определение численных значений технических характеристик шахтного поля и его частей, используемых для установления объемов работ на проведение и поддержание выработок, транспортирование грузов, проветривание шахты и др., следует начинать с очистного забоя, переходя постепенно к выработкам, обслуживающим отдельные участки шахтного поля, а затем и всю шахту. Например, при определении количества воздуха, проходящего по выработкам блока, расчет следует осуществлять последовательно для выработок: лава — ярусный штрек (печь) — панельный бремсберг — коренной панельный штрек — участковый или блоковый квершлаг — магистральная выработка — блоковый ствол.

Длина выработок и запасы угля определяются в виде функциональной зависимости от оптимизируемых геометрических размеров шахтного поля, блока, панели, выемочного участка, этажа.

При подготовке модели к исследованию на ЭВМ особое внимание следует отдавать формированию ограничений целевой функции. Наиболее характерными в экономико-математических моделях проектов угольных шахт являются следующие ограничения:

1. Ограничения, вытекающие из соотношения между размерами отдельных частей шахтного поля. Если $x_{\text{кол}j}^1$ — j -я альтернатива

длины шахтного поля по простиранию, то никакая часть шахтного поля — блок, панель, выемочное поле — не может иметь длину по простиранию, большую $x_{\text{кол } j}^1$. Точно так же размер выемочного столба по падению (восстанию) $x_{\text{кол } j}^5$ при $x_{\text{кач } 3}^9$ ограничен наклонным расстоянием между подъемными горизонтами $x_{\text{кол } j}^3$. Очевидно, функция $S_{\text{пр}}(\bar{X}, \bar{Y})$ может существовать при условиях:

$$x_{\text{кол } j}^2 - x_{\text{кол } j}^1 \leq 0 \text{ при } x_{\text{кач } 1}^1 = 1;$$

$$x_{\text{кол } j}^5 - x_{\text{кол } j}^1 \leq 0 \text{ при } x_{\text{кач } 2}^9 = 2;$$

$$x_{\text{кол } j}^5 - x_{\text{кол } j}^2 \leq 0 \text{ при } x_{\text{кач } 1}^1 = 1 \text{ и } x_{\text{кач } 2}^6 = 2;$$

$$x_{\text{кол } j}^5 - x_{\text{кол } j}^3 \leq 0 \text{ при } x_{\text{кач } 3}^9 = 3.$$

Другим видом рассматриваемого соотношения является целочисленность отдельных частей шахтного поля. Например, альтернатива длины блока по простиранию $x_{\text{кол } j}^2$ может быть выбрана только такой, чтобы в шахтном поле длиной по простиранию $x_{\text{кол } j}^1$ размещалось целое число блоков. Аналогичное условие должно соблюдаться при выборе альтернатив размера панели или выемочного поля по простиранию, длины лавы в зависимости от наклонного расстояния между подъемными горизонтами $x_{\text{кол } j}^3$ или длины шахтного поля по простиранию $x_{\text{кол } j}^1$.

Отсюда имеем следующие условия, определяющие дискретность и целочисленность геометрических размеров отдельных частей шахтного поля:

$$x_{\text{кол } j}^2 = \frac{x_{\text{кол } j}^1}{n} \text{ при } x_{\text{кач } 1}^1 = 1;$$

$$x_{\text{кол } j}^5 = \frac{x_{\text{кол } j}^1}{n} \text{ при } x_{\text{кач } 1}^1 = 1 \text{ и } x_{\text{кач } 2}^6 = 2;$$

$$x_{\text{кол } j}^7 = \begin{cases} \frac{x_{\text{кол } j}^1}{n} & \text{при } x_{\text{кач } 1}^1 = 1 \text{ или } x_{\text{кач } 2}^9 = 2; \\ \frac{x_{\text{кол } j}^3}{n} & \text{при } x_{\text{кач } 3}^9 = 3, \end{cases}$$

где n — целые числа натурального ряда; $n = 1, 2, \dots, N$. Если в задаче выбор n обусловлен требованием четности числа блоков, панелей, выемочных полей и лав в шахтном поле, то $n = 2, 4, \dots, N_r$.

2. Ограничения, определяемые соотношениями между показателями концентрации работ в отдельных частях шахтного поля.

Очевидно, что число одновременно разрабатываемых блоков может быть выбрано при условиях:

$$x_{\text{кол } j}^{13} - \frac{x_{\text{кол } j}^1}{x_{\text{кол } j}^2} \leq 0, \quad \frac{x_{\text{кол } j}^{15}}{x_{\text{кол } j}^{14}} \geq 1 \text{ (целое число)}.$$

Первое условие требует, чтобы число одновременно разрабатываемых блоков не было больше их общего числа в шахтном поле. Второе условие выражает соотношение между нагрузками на блок и производственной мощностью шахты (требование кратности этих показателей концентрации). Аналогичным образом могут быть выражены соотношения между показателями концентрации работ в панели, на пласте, в блоке и на шахте в целом.

3. Ограничения, вытекающие из соотношения между сечениями отдельных горных выработок шахты при регламентированной общешахтной депрессии.

4. Ограничения, выражающие принадлежность тех или иных качественных и количественных параметров (решений) к конкретному технологическому варианту шахты. Ограничения изображаются альтернативой

$\left| \begin{matrix} 0; 1 \\ 1; 0 \end{matrix} \right|^{(i)}$, играющей роль множителя у соответствующего проектного решения или у его стоимостной оценки: (i) — порядковый номер ограничения; 0; 1 — логические переменные, обозначающие принадлежность (значение «1») или непринадлежность (значение «0») проектного решения к номенклатуре оптимизируемых.

Например,

$$\left| \begin{matrix} 1 \\ 0 \end{matrix} \right|^{(i)} p^1 [k_{n1} (k_1 F_{\text{шурф}} + k_2) + k_{n3}] H_{\text{шурф}} \frac{1}{(1 + E_{\text{н.н}})^t},$$

где i -е условие выражает принадлежность или непринадлежность схемы проветривания через шурф при определенной схеме вскрытия $x_{\text{кач } j}^4$. Согласно этому условию при схеме вскрытия $x_{\text{кач } j}^4$ функциональное выражение затрат на проведение шурфа учитывается (альтернатива принимает значение «1»), а при других схемах не учитывается (альтернатива принимает значение «0»).

Подобного вида ограничения выражаются также в форме логических отрицаний:

$$x_{\text{кач } 1} \wedge x_{\text{кач } 2} \vee x_{\text{кач } 1} \wedge x_{\text{кач } 2}.$$

При практическом решении различных проектных задач методом экономико-математического моделирования могут иметь место и другие ограничения целевой функции. Математическое описание ограничений требует всестороннего учета технологических особенностей проектируемой шахты. Важно уже при формировании множества вариантов технологических схем шахты фиксировать все ограничения, вытекающие из конструктивных, технологических, пространственных, экономических и других требований.

VII.4. МОДЕЛИРОВАНИЕ ЗАТРАТ НА ПРОВЕДЕНИЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Наиболее значительными по удельному весу являются затраты на проведение горных выработок. Для определения расходов на горные работы требуется предварительное установление их абсолютной величины в отдельных частях шахтного поля, причем с учетом периода эксплуатации шахты. Дело в том, что затраты на проведение одних и тех же выемочных выработок — ярусных и промежуточных штреков — являются капитальными в период строительства шахты и эксплуатационными — в период последующего срока после пуска шахты в эксплуатацию. Аналогичным образом, т. е. с учетом периода работы шахты, рассчитываются затраты на проведение бремсбергов и уклонов, основных и этажных штреков, групповых штреков, блоковых и участковых квершлагов. Затраты на проведение этих выработок в тех частях шахтного поля, которые подготовляются к сдаче шахты в эксплуатацию, являются капитальными, а в других — эксплуатационными. Отнесение затрат на горные работы к капитальным осуществляется в соответствии с «Инструкцией о порядке планирования, учета и финансирования работ по проведению капитальных горных выработок на действующих шахтах и разрезах» Госплана СССР.

Капитальные затраты на проведение выработки, образующие пассивную часть основных производственных фондов, переносятся на запасы угля той части шахтного поля, которую обслуживает эта выработка. Например, главные стволы и квершлаг предназначены для выемки запасов всего шахтного поля, блоковые квершлаг обслуживают выемку запасов угля в пределах горизонта, блока и т. д.

Для определения удельных эксплуатационных затрат на проведение горных выработок необходимо общую сумму расходов поделить на объем промышленных запасов угля соответствующей части шахтного поля. В дальнейшем проиллюстрируем моделирование эксплуатационных и капитальных затрат на примере выработок различного назначения, проводимых при строительстве новой шахты. При выводе расчетных формул приняты буквенные обозначения оптимизируемых решений проекта и их альтернативных значений в соответствии с табл. VII.1. Во всех случаях период оптимизации считается равным этапу проектирования (в частном случае равным сроку отработки запасов угля бремсберговой части шахтного поля).

При строительстве новых шахт *главные и вспомогательные стволы* проходят полностью до сдачи шахты в эксплуатацию. Производимые при этом затраты относятся к капитальным. Их величина зависит от глубины работ, размера шахтного поля по падению и площади поперечного сечения стволов. Принимаются вертикальное расстояние от земной поверхности до верхней границы шахтного поля $H_{в.г}$ (м), угол падения пластов α (градус).

Строится расчетная схема, графически изображающая расположение стволов в шахтном поле (рис. VII.2). На схеме указываются параметры, характеризующие исходные условия задачи, — $H_{в.г.}$, α , $H_{ш.п.}$, взаимное расположение пластов, а также оптимизируемые

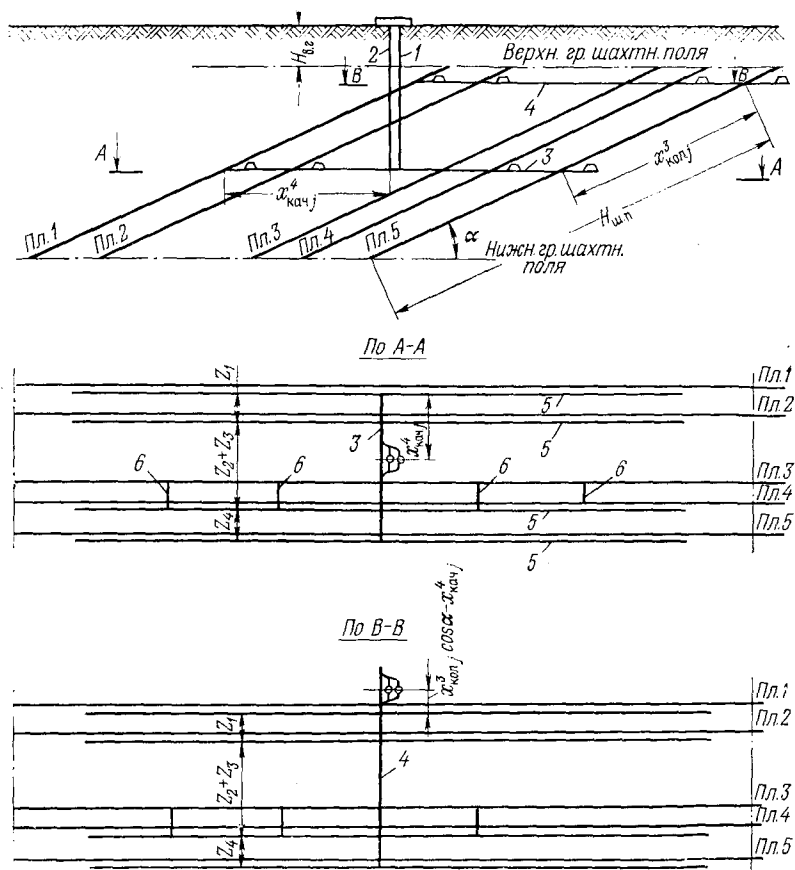


Рис. VII.2. Вертикальная и горизонтальная схемы вскрытия шахтного поля без разделения на блоки:

1 — главный ствол; 2 — вспомогательный ствол; 3 — откаточный главный квершлаг; 4 — вентиляционный главный квершлаг; 5 — коренные панельные (этажные) штреки; 6 — участковые квершлаг

решения — размер бремсберговой части шахтного поля $x^3_{колj} = H_{бр.}$, координата места заложения ствола вкрест простирания месторождения $x^4_{кач}$. Теперь можно легко определить общую длину стволов:

$$H_{ств} = H_{в.г.} + H_{бр.} \sin \alpha + h_{зф},$$

где $h_{зф}$ — длина зумпфов, равная 15—40 м,

Далее по методике, изложенной в VIII.8, определяется площадь поперечного сечения главного $F_{\text{гл. ств } j}$ и вспомогательного $F_{\text{в. ств } j}$ стволов, а также число параллельных выработок, стволов $n_{\text{гл. ств}}$ и $n_{\text{в. ств}}$. В случае вскрытия шахтного поля с разделением на блоки, т. е. при $x_{\text{кач1}} = 1$, сечения обоих стволов достаточно выбрать только по величине поднимаемых грузов, приняв $n_{\text{гл. ств}} = n_{\text{в. ств}} = 1$. При вскрытии шахтного поля с обработкой без разделения на блоки ($x_{\text{кач2}} = 2$) эти стволы являются воздухопроводящими, и их площадь поперечного сечения должна быть установлена с учетом проветривания шахты и других влияющих факторов.

Затраты на проходку главного скипового ствола обычным способом на шахтах Донецкой области можно рассчитать по формулам Центрогипрошахта

$$C_{\text{пр. гл. ств}} = \left[\left(1 + \frac{K_{\text{ош}}}{100} \right) C_{\text{гл. ств}} H_{\text{ств}} F_{\text{гл. ств}} + C_{\text{скв}} H_{\text{скв}} \right], \quad (\text{VII.11})$$

где $K_{\text{ош}}$ — укрупненный норматив общешахтных расходов, равный 95 % при проходке ствола обычным способом; $C_{\text{гл. ств}}$ — затраты на проходку 1 м³ ствола обычным способом, равные 39—43,7 руб/м³; $H_{\text{скв}}$ — затраты на проведение 1 м контрольной передовой скважины, равные 6,8 руб/м.

Окончательно имеем:

$$C_{\text{пр. гл. ств}} = H_{\text{ств}} (78 F_{\text{гл. ств}} + 6,8). \quad (\text{VII.12})$$

Аналогичным образом определяются затраты на проходку вспомогательного ствола:

$$C_{\text{пр. в. ств}} = H_{\text{ств}} (78 F_{\text{в. ств}} + 6,8).$$

Суммарные затраты на проходку обоих стволов:

$$C_{\text{пр. ств}} = C_{\text{пр. гл. ств}} + C_{\text{пр. в. ств}}. \quad (\text{VII.13})$$

Определим теперь удельные затраты на проходку стволов.

Эксплуатационные затраты — амортизационные отчисления на реновацию и капитальный ремонт стволов:

$$C_{\text{ам. ств}} = C_{\text{пр. ств}} \left(\frac{A_{\text{ш. с } j} N_{\text{р. д}}}{Z_{\text{пр. ш. п}}} + \frac{B}{100} \right), \quad (\text{VII.14})$$

где $A_{\text{ш. с } j}$ — j -е значение производственной мощности шахты, т/сут; $N_{\text{р. д}}$ — число рабочих дней в году; $Z_{\text{пр. ш. п}}$ — промышленные запасы угля в шахтном поле,

$$Z_{\text{пр. ш. п}} = H_{\text{ш. п}} S_{\text{ш. п } j} \sum_{i=1}^{n_{\text{пл}}} m_i \gamma_i c_i;$$

$H_{\text{ш. п}}$ — длина шахтного поля по падению, м; $S_{\text{ш. п } j}$ — j -е значение длины шахтного поля по простиранию, м; m_i — вынимаемая мощность i -го пласта свиты, м; c_i — коэффициент извлечения i -го пласта; $n_{\text{пл}}$ — число рабочих пластов в свите; B — годовая норма амортизационных отчислений на капитальный ремонт стволов, равная 2,2 %.

Удельные амортизационные отчисления по стволам

$$C_{\text{ств}} = \frac{C_{\text{пр. ств}}}{Z_{\text{пр. ш. п}}} + \frac{0,22C_{\text{пр. ств}}}{N_{\text{р. д}} A_{\text{ш. с } j}}. \quad (\text{VII.15})$$

Капитальные затраты на проходку стволов тождественны затратам $C_{\text{пр. ств}}$, т. е. $K_{\text{пр. ств}} = C_{\text{пр. ств}}$.

Нормативный эффект этих затрат

$$\mathcal{E}_n = \frac{E_n K_{\text{пр. ств}}}{(1 + E_{\text{н. п}})^t c N_{\text{р. д}} A_{\text{ш. с } j}}.$$

Как видно из приведенных формул, эксплуатационные затраты на проходку главных и вспомогательных стволов являются функциями оптимизируемых решений проекта $S_{\text{ш. п. } j}$, $H_{\text{бр}}$, $F_{\text{гл. ств}}$, и основных исходных условий задачи $H_{\text{в. г. } \alpha}$, $H_{\text{ш. п. } m_i}$, γ_i , c_i , $n_{\text{пл}}$. Неявная функция этих затрат

$$C_{\text{пр. ств}} = f_{\text{ств}}(S_{\text{ш. п. } j}, H_{\text{ш. п. } j}, H_{\text{бр}}, A_{\text{ш. с } j}, F_{\text{гл. ств}}, F_{\text{в. ств}}, H_{\text{в. г. } \alpha}, m_i, \gamma_i, c_i, n_{\text{пл}}).$$

Капитальные затраты на проходку стволов зависят от тех же оптимизируемых решений проекта и исходных условий, что и эксплуатационные затраты, хотя явный вид зависимостей различен.

При моделировании затрат на проходку блоковых (фланговых вентиляционных) стволов следует учитывать, что в случае последовательной разработки блоков одна часть этих стволов проходится в период строительства шахты, другая — в период эксплуатации.

Главные квершлаг при вскрытии и отработке шахтного поля без деления на блоки и блоковые — при блоковом вскрытии и отработке — проводят на откаточном и вентиляционном горизонтах в период строительства шахты только при вскрытии пластов, которые приняты к первоочередной отработке. По мере выемки пластов квершлаг постепенно удлиняется, и производимые при этом затраты относятся к капитальным в период эксплуатации шахты (входят в состав $K_{\text{буд. ит}}$). В блоках, обрабатываемых во вторую и последующие очереди, квершлаг проводят также за счет капитальных затрат будущих лет.

Общее представление об особенностях моделирования затрат на проведение квершлагов можно получить из следующего упрощенного примера вскрытия свиты пластов центрально — расположенными вертикальными стволами и главным квершлагом. Аналогичной является схема вскрытия месторождения в пределах блока.

Пусть проектируемый участок месторождения представлен пятью пластами 1, 2, 3, 4, 5 (см. рис. VII.2). Ввиду сближенности пластов принимается решение о групповой подготовке пластов 3 и 4 проведением группового штрека по пласту 4. Все остальные пласты подготавливаются самостоятельно. Условимся, что пласты разрабатываются последовательно в нисходящем порядке, причем в одновременной разработке находятся сначала пласт 1, затем пласты 2, 3, 4 вместе и, наконец, пласт 5. Таким образом, мы имеем

4 группы пластов, которые должны быть последовательно вскрыты квершлагами на откаточном и вентиляционном горизонтах.

Расстояния между пластами по горизонтали в соответствии с геологоразведочными данными равны l_{1-2} , l_{2-3} , l_{3-4} , l_{4-5} . Координата места заложения стволов на откаточном горизонте определяется их расстоянием $L_{\text{м. ств}} = x_{\text{кач } j}^4$ от самого верхнего пласта 1. На вентиляционном горизонте (из геометрических построений) это расстояние равно:

$$L_{\text{м. ств}} = H_{\text{гор } j} \cos \alpha - L_{\text{м. ств } j},$$

где $H_{\text{гор } j}$ — j -е значение наклонного расстояния между откаточным и вентиляционным горизонтами; α — угол падения пластов.

В период строительства шахты длительностью t_c на откаточном горизонте проводится квершлаг длиной $L_{\text{м. ств}}$ для вскрытия пласта 1, принятого к первоочередной отработке. На вентиляционном горизонте длина проведенного квершлага

$$L_{\text{кв}} = H_{\text{гор } j} \cos \alpha - L_{\text{м. ств}}.$$

Из схемы видно, что эти участки квершлага имеют срок службы, равный времени отработки пластов 1 и 2 на откаточном горизонте, и всех пластов — на вентиляционном горизонте. Обозначим запасы угля в пределах бремсберговой части шахтного поля по пласту 1 — Z_1 по пласту 2 — Z_2 и т. д., причем $Z_i = m_i \gamma_i c_i S_{\text{ш. п } j} H_{\text{гор } j}$, ($i = 1, 2, 3, 4, 5$), где $S_{\text{ш. п } j}$ — j -я альтернатива длины шахтного поля по проектированию, м.

Пусть время отработки запасов Z_1 составляет t_1 , запасов Z_2 — t_2 и т. д., причем

$$t_i = \frac{Z_i}{A_{\text{ш. с } N_{\text{р. д}}}}, \quad (i = 1, 2, 3, 4).$$

Таким образом, капитальные затраты на проведение квершлага для вскрытия пласта 1:

на откаточном горизонте

$$K_{\text{кв. о } 1} = n_{\text{кв}} C_{\text{пр. кв. о}} L_{\text{м. ств}}, \quad (\text{VII.16})$$

на вентиляционном горизонте

$$K_{\text{кв. в } 1} = n_{\text{кв}} C_{\text{пр. кв. в}} (H_{\text{гор } j} \cos \alpha - L_{\text{м. ств}}), \quad (\text{VII.17})$$

где $C_{\text{пр. кв. о}}$, $C_{\text{пр. кв. в}}$ — удельные затраты на проведение 1 м квершлага, определяемые для соответствующего периода строительства или работы шахты.

Эксплуатационные удельные затраты на проведение квершлага: на откаточном горизонте

$$C_{\text{кв. о}}^3 = \frac{K_{\text{кв. о } 1}}{Z_1 + Z_2}, \quad (\text{VII.18})$$

на вентиляционном горизонте

$$C_{\text{кв. в}}^3 = \frac{K_{\text{кв. в } 1}}{Z_1 + Z_2 + Z_3 + Z_4 + Z_5}, \quad (\text{VII.19})$$

Аналогичным образом определяются затраты

$$K_{\text{кв. о } i}, K_{\text{кв. в } i}, C_{\text{кв. о } i}^3 \text{ и } C_{\text{кв. в } i}^3$$

($i = 1, 2, 3, 4$) для участков квершлагов, вскрывающих другие группы пластов.

В табл. VII.2 приведены соответствующие исходные данные для расчета. Как видно, для вскрытия группы II (пласт 2) на откаточном горизонте квершлаг проводить не нужно, поэтому, в период t_2 эти затраты будут равны нулю.

Общая сумма эксплуатационных затрат (руб/т) на проведение квершлагов (при условии, что их сечение по всей длине на обоих горизонтах одинаково):

$$C_{\text{кв}}^3 = \sum_{i=1}^{i=4} (C_{\text{кв. о } i} + C_{\text{кв. в } i}), \quad (\text{VII.20})$$

где $i = 1, 2, 3, 4$ — группы пластов.

Нормативный эффект капитальных затрат на проведение квершлага (руб/т) (см. рис. VII.2 и табл. VII.2):

$$\begin{aligned} \mathcal{E}_n = & \frac{E_n n_{\text{кв}}}{N_{\text{рд}} A_{\text{ш. с}}} \left\{ C_{\text{пр. кв1}} \frac{1}{(1 + E_{\text{н. п}})^{t_c}} H_{\text{гор. j}} \cos \alpha + C_{\text{пр. кв2}} \times \right. \\ & \times \left[(l_{1-2} + l_{2-3} + l_{3-4} - L_{\text{м. ств}}) \frac{1}{(1 + E_{\text{н. п}})^{t_c + t_1 + t_2}} + \right. \\ & + \frac{l_4}{(1 + E_{\text{н. п}})^{t_c + t_1 + t_2 + t_3}} + \frac{l_1}{(1 + E_{\text{н. п}})^{t_c + t_1}} + \\ & \left. \left. + \frac{l_{2-3} + l_{3-4}}{(1 + E_{\text{н. п}})^{t_c + t_1 + t_2}} + \frac{l_{4-5}}{(1 + E_{\text{н. п}})^{t_c + t_1 + t_2 + t_3}} \right] \right\}. \quad (\text{VII.21}) \end{aligned}$$

где $C_{\text{пр. кв1}}$, $C_{\text{пр. кв2}}$ — удельные затраты на проведение 1 м квершлага в период соответственно строительства и эксплуатации шахты.

Удельные затраты $C_{\text{пр. кв1}}$ и $C_{\text{пр. кв2}}$ определяются по укрупненным стоимостным показателям при заданных характеристиках выработок (сечение в свету, вид крепи, способ проведения, крепость пород, период проведения).

Необходимая при этом площадь поперечного сечения квершлага $F_{\text{кв. j}}$ определяется по методике, изложенной в VIII.8 в зависимости от его длины, формы сечения и величины грузопотока. Искомые затраты являются функциями оптимизируемых решений проекта:

$$\text{эксплуатационные} — x_{\text{кач. j}}^4, S_{\text{ш. п. j}}, H_{\text{гор. j}}, F_{\text{кв. j}} (n_{\text{реш}} = 4);$$

$$\text{капитальные} — x_{\text{кач. j}}^4, S_{\text{шп. j}}, H_{\text{гор. j}}, F_{\text{кв. j}}, A_{\text{ш. г}} (n_{\text{реш}} = 5).$$

По действующей инструкции *проведение магистральной выработки* финансируется за счет капитальных затрат. В общем случае эти затраты рассредоточены во времени: часть из них осуществляется в период строительства шахты (выработку проводят до квершлагов

Таблица VII.2

Группа пластов	Пласты, входящие в состав группы	Длина квершлага, проводимого для вскрытия группы пластов на горизонте	
		откаточном	вентиляционном
I	1	$L_{м.ств}$	$H_{гор} \cos \alpha - L_{м.ств}$
II	2	—	l_{1-2}
III	3 и 4	$l_{1-2} + l_{2-3} + l_{3-4} - L_{м.ств}$	$l_{2-3} + l_{3-4}$
IV	5	l_{4-5}	l_{4-5}

блоков, принятых к первоочередной отработке), а остальная часть — в последующие периоды по мере ввода новых блоков в эксплуатацию (затраты будущих лет).

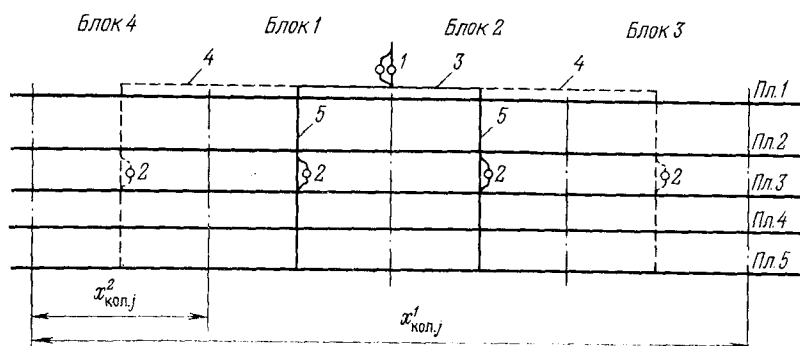


Рис. VII.3. Горизонтальная схема вскрытия шахтного поля с разделением на блоки при $n_{бл} = 4$, $n_{бл.р} = 2$:

1 — околоствольный двор главных стволы; 2 — блокоствола; 3 — магистральная выработка, проводимая в период строительства шахты; 4 — магистральная выработка, проводимая в период эксплуатации; 5 — блокоствола

Объем работ на проведение магистральной выработки легко установить, используя расчетную схему, показанную на рис. VII.3.

В период строительства шахты для $n_{бл.р}$ одновременно разрабатываемых блоков необходимо провести на откаточном горизонте магистральную выработку длиной, м

$$L_{м.в} = S_{бл} (n_{бл.р} - 1),$$

где $S_{бл}$ — длина блока по простиранию, м.

Запасы угля, выемка которых обслуживается данным участком квершлага на горизонте		Время отработки группы пластов	Значение коэффициента приведения затрат
откаточном	вентиляционном		
$Z_1 + Z_2$	$Z_1 + Z_2 + Z_3 + Z_4 + Z_5$	t_1	$\frac{1}{(1 + E_{н.п})^{t_c}}$
Z_2	$Z_1 + Z_2 + Z_3 + Z_4$	t_2	$\frac{1}{(1 + E_{н.п})^{t_c + t_1}}$
$Z_3 + Z_4 + Z_5$	$Z_3 + Z_4 + Z_5$	t_3	$\frac{1}{(1 + E_{н.п})^{t_c + t_1 + t_2}}$
Z_5	Z_5	t_4	$\frac{1}{(1 + E_{н.п})^{t_c + t_1 + t_2 + t_3}}$

Производимые при этом затраты

$$C_{м.в} = C_{пр. м. в1} S_{6л} (n_{6л. п} - 1),$$

где $C_{пр. м. в1}$ — удельные затраты на проведение 1 м магистральной выработки в период строительства шахты.

Общая длина остальной части магистральной выработки, проводимой в период эксплуатации шахты:

$$L_{ост. м. в} = S_{6л} \left(\frac{S_{ш. п}}{S_{6л}} - n_{6л. п} \right),$$

а затраты на проведение этой части выработки

$$C_{ост. м. в} = C_{пр. м. в2} S_{6л} \left(\frac{S_{ш. п}}{S_{6л}} - n_{6л. п} \right),$$

где $C_{пр. м. в2}$ — удельные затраты на проведение 1 м магистральной выработки в период эксплуатации шахты.

Эксплуатационные затраты на 1 т угля определяются из условия, что магистральная выработка обслуживает отработку запасов угля Z_r на горизонте:

$$C_{м. в}^э = \frac{S_{6л}}{Z_r} \left[C_{пр. м. в1} (n_{6л. п1} - 1) + C_{пр. м. в2} \left(\frac{S_{ш. п}}{S_{6л}} - n_{6л. п} \right) \right]. \quad (VII.22)$$

Нормативный эффект капитальных затрат на проведение магистральной выработки составляет

$$\begin{aligned} \mathcal{E}_н = & \frac{E_n S_{6л}}{N_{р. д} A_{ш. с}} [C_{пр. м. в. 1} (n_{6л. п} - 1) \times \\ & \times \frac{1}{(1 + E_{н. п})^{t_c}} + C_{пр. м. в. 2} n_{6л. п} \frac{1}{(1 + E_{н. п})^{t_c + t_q}}], \quad (VII.23) \end{aligned}$$

где t_q — время отдаленности затрат на проведение магистральных участков выработки в период эксплуатации шахты, лет,

$$t_q = \sum_{r=0}^{r=n} t_{в. б. r};$$

$t_{в. б. r}$ — время выемки запасов угля r -й группы одновременно разрабатываемых блоков;

$$t_{в. б. r} = \frac{n_{бл. р. j} Z_{бл. j}}{N_{р. д. ш. с. j}},$$

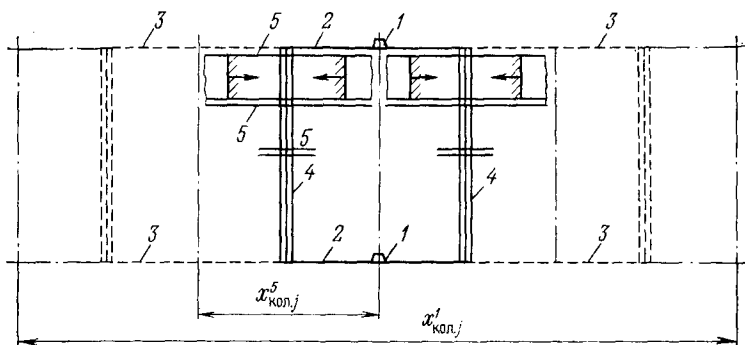


Рис. VII.4. Схема подготовки панелей в шахтном поле на пласте, разрабатываемом в первую очередь после пуска шахты в эксплуатацию при $x^{\text{II}}_{\text{кол. } j} = 2$: 1 — главный квершлаг; 2 — коренной панельный штрек, проводимый в период строительства шахты; 3 — коренной панельный штрек, проводимый на действующей шахте; 4 — панельный бремсберг; 5 — ярусные штреки

$Z_{бл. j}$ — промышленные запасы угля в блоке:

$$Z_{бл. j} = S_{бл. j} H_{гор} \sum_{i=1}^{n_{пл}} m_i \gamma_i c_i.$$

Приведенная формула расчета затрат получена, исходя из схемы, показанной на рис. VII.3.

Сечение магистральной выработки устанавливается с учетом габаритов принятых транспортных средств (конвейера или электровоза) в соответствии с рекомендациями VIII.8.

Коренные панельные при панельной подготовке шахтного поля ($x^{\text{I}}_{\text{кач } 2} = 2$) или главные штреки при $x^{\text{I}}_{\text{кач } 3} = 3$ проводятся в шахтном поле или блоке в период строительства шахты для подготовки $n_{\text{пан. р.}} \times n_{\text{пл. р.}} \times n_{\text{бл. р.}}$ панелей или выемочных столбов ($n_{\text{пан. р.}}$ — число действующих панелей или выемочных столбов на пласте; $n_{\text{пл. р.}}$ — число разрабатываемых пластов; $n_{\text{бл. р.}}$ — число разрабатываемых блоков) за счет капитальных затрат. Остальную часть этих выработок проводят в период эксплуатации шахты; производимые при этом затраты являются эксплуатационными.

Расчетная схема приведена на рис. VII.4 для панельной подготовки шахтного поля и на рис. VII.5 — для погоризонтной подготовки на одном из пластов, входящем в группу разрабатываемых сразу же после пуска шахты в эксплуатацию. Для всех других пластов расчетная схема будет точно такая же, но коренной панельный и магистральный штреки на всю длину будут проходить в период эксплуатации шахты.

Примем, что во всех случаях шахтное поле двухкрылое, причем в одновременной разработке находятся два крыла, а штреки проводят по каждому разрабатываемому пласту. В случае групповой подготовки должны быть заданы альтернативы числа групп и место расположения групповых штреков.

Длина штреков, проводимых на откаточном и вентиляционном горизонтах, равна:

в период строительства шахты:

при панельной подготовке

$$L_{ш.1} = 2n_{пл.р. j} S_{пан. j} (n_{пан.р. j} - 1),$$

— при погоризонтной подготовке

$$L_{ш.1} = 2n_{пл.р. j} H_{гор. j} n_{в.ст.р. j};$$

в период эксплуатации шахты:

при панельной подготовке

$$L_{ш.2} = n_{пл.р. j} S_{пан. j} \left(\frac{S_{ш.п. j}}{S_{пан. j}} - n_{пан.р. j} \right) + \\ + (n_{пл} - n_{пл.р. j}) S_{пан. j} \left(\frac{S_{ш.п. j}}{S_{пан.}} - 1 \right),$$

при погоризонтной подготовке

$$L_{ш2} = n_{пл.р. j} H_{гор. j} \left(\frac{S_{ш.п. j}}{l_{л. j}} - n_{в.ст.р. j} \right) + \\ + (n_{пл} - n_{пл.р. j}) H_{гор. j} \frac{S_{ш.п. j}}{l_{л. j}},$$

где $S_{пан. j}$ — длина панели по простиранию, м; $l_{л. j}$ — длина лавы, м.
Удельные эксплуатационные затраты на проведение штреков

$$C_{ш} = \frac{L_{ш.1} C_{пр. ш.1} + L_{ш.2} C_{пр. ш.2}}{Z_r}, \quad (VII.24)$$

где $C_{пр. ш.1}$, $C_{пр. ш.2}$ — удельные затраты на проведение 1 м штрека в периоды соответственно строительства и эксплуатации шахты.
Нормативный эффект капитальных затрат

$$\mathcal{E}_{ш} = \frac{E_n L_{ш.1} C_{пр. ш.1}}{N_{р.д} A_{ш.с}} \frac{1}{(1 + E_{н.п})^{t_c/2}}, \quad (VII.25)$$

Для определения удельных затрат $C_{\text{пр. ш1}}$ и $C_{\text{пр. ш2}}$ площади сечения штреков рассчитываются по методике п. VIII.8 с учетом всех влияющих факторов.

Участковые, или выемочные, выработки, примыкающие к очистному забою — ярусные и промежуточные штреки, бортовые наклонные выработки — проводятся в период строительства шахты за счет капитальных затрат, а на действующей шахте за счет эксплуатационных расходов.

Особенности моделирования рассматриваемых затрат покажем на примере бортовых наклонных выработок, проводимых

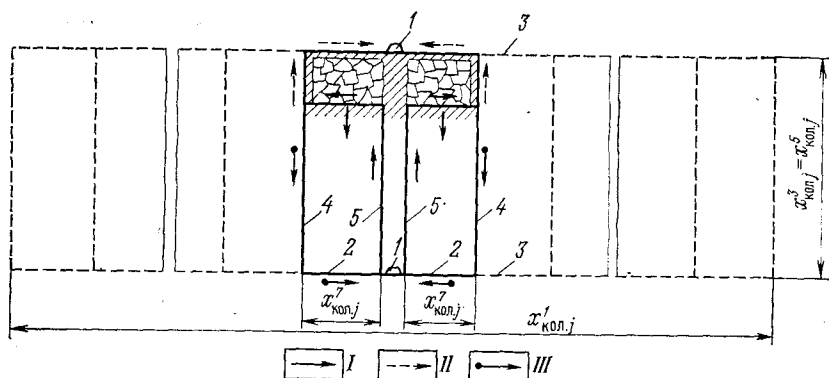


Рис. VII.5. Схема подготовки выемочных столбов в шахтном поле на пласте, разрабатываемом в первую очередь после пуска шахты в эксплуатацию при $x_{\text{кол}}^{II} = 2, x_{\text{кол}}^{III} = 1$:

1 — главный квершлаг; 2 — магистральный штрек, проводимый в период строительства шахты; 3 — магистральный штрек, проводимый на действующей шахте; 4 — конвейерная бортовая наклонная выработка; 5 — вентиляционная бортовая наклонная выработка. I — направление движения свежего воздуха; II — направление движения исходящей струи; III — направление движения угля

для подготовки лав при системе разработки длинными столбами по падению, при вскрытии и отработке шахтного поля без разделения на блоки. Пусть площадь сечения конвейерной выработки $F_{\text{тр. в } j}$, а вентиляционной — $F_{\text{вент. в } j}$; в выемочном столбе действует одна лава, как показано на рис. VII.5. Тогда необходимо пройти конвейерную и вентиляционную наклонные выработки в пределах шахтного поля на длину, равную:

в период строительства шахты

$$L_{\text{н. в. 1}} = n_{\text{пл. р. } j} H_{\text{гор. } j} n_{\text{в. ст. р. } j},$$

в период эксплуатации шахты

$$L_{\text{н. в. 2}} = n_{\text{пл. р. } j} l'_{\text{гор. } j} \left(\frac{S_{\text{ш. п. } j}}{l_{\text{л. } j}} - n_{\text{в. ст. р. } j} \right) + \\ + (n_{\text{пл}} - n_{\text{пл. р. } j}) H_{\text{гор. } j} \frac{S_{\text{ш. п. } j}}{l_{\text{л. } j}}.$$

Таблица VII.3

Вид околоствольного двора	Вид крепи	Капитальные затраты на сооружение (тыс. руб.) при глубине заложения, м		
		до 700	700—800	свыше 800
У главных стволов с водоотливным комплексом	Металлобетон с обратным сводом	3420	5630	5070
У воздухоподающего ствола	Металлобетон без обратного свода	530	900	900
у вентиляционного ствола на отнесенной промышленной площадке	Крепь АКП-3, набрызгбетон или металлобетон с обратным сводом	170	225	383
в водоотливном горизонте у вспомогательного ствола	Металлобетон с обратным или без обратного свода	840	1430	1430

Удельные эксплуатационные затраты на проведение наклонных выработок

$$C_{н. в} = [L_{н. в1} (C_{пр. к. н. в1} + C_{пр. в. н. в1}) + L_{н. в2} (C_{пр. к. н. в1} + C_{пр. в. н. в2})] \frac{1}{Z}, \quad (VII.26)$$

где $C_{пр. к. н. в1}$, $C_{пр. к. н. в2}$ — затраты на проведение 1 м конвейерной наклонной выработки соответственно в период строительства и эксплуатации шахты; $C_{пр. в. н. в1}$, $C_{пр. в. н. в2}$ — те же затраты для вентиляционной наклонной выработки.

Нормативный эффект капитальных затрат

$$\mathcal{E}_н = \frac{E_n L_{н. в}}{N_{р. д} A_{ш. с}} (C_{пр. к. н. в1} + C_{пр. в. н. в1}) \frac{1}{(1 + E_{н. п})^t c}. \quad (VII.27)$$

Таблица VII.4

Выработка	Тип приемной площадки	Капитальные затраты на сооружение (тыс. руб.) при глубине ведения работ, м		
		до 700	700—900	свыше 900
Панельный или капитальный бремсберг	Верхняя	517	517	517
То же	Нижняя	664	920	1400
« »	Промежуточная	193	193	193
Панельный или капитальный уклон	Верхняя	686	950	1445
То же	Нижняя	477	660	1006
Фланговая сбойка	Верхняя	110	110	110
Транспортный уклон	Нижняя	497	688	1047

Площади поперечного сечения выработок $F_{к. н. в. i}$ и $F_{в. н. в. i}$, участвующие в расчете затрат $C_{пр. к. н. в. i}$ и $C_{пр. в. н. в. i}$ ($i = 1, 2$), определяются по методике VIII.8 с учетом всех влияющих факторов.

Стоимостные показатели на сооружение околоствольных дворов и приемно-отправительных площадок у наклонных выработок на новых шахтах Донбасса разработаны институтом Южгипрошахт. Укрупненно эти затраты приведены в табл. VII.3 и VII.4.

VII.5. МОДЕЛИРОВАНИЕ ЗАТРАТ НА ПОДДЕРЖАНИЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК, НА ТРАНСПОРТ И ОЧИСТНЫЕ РАБОТЫ

В общем случае эксплуатационные затраты на поддержание любой выработки за весь срок ее службы зависят в основном от глубины работ, устойчивости боковых пород, мощности пласта, способа охраны, величины сечения и вида крепи. Если объемы работ и условия поддержания выработки в одних и тех же частях шахтного поля одинаковы, целесообразно ограничить сферу моделирования только одной частью, например, ярусом, панелью, этажом, крылом шахтного поля, блоком.

По данным Центрогипрошахта, годовые эксплуатационные затраты на поддержание горизонтальных и наклонных выработок

$$C_{подд} = aR/t, \quad (VII.28)$$

где a — коэффициент, зависящий от вида крепи; для металлической арочной крепи и крепи из сборного железобетона $a = 1$, для деревянной крепи $a = 0,9$; R — затраты на поддержание выработки за весь срок службы, руб; t — срок службы выработки, лет.

Затраты R зависят от вида выработки. Для выработок, примыкающих к очистному забою (ярусных и промежуточных штреков, наклонных выработок при погоризонтной подготовке шахтного поля), эти затраты равны:

при столбовой системе разработки

$$R = (43700m + 2940F_{г. в} + 62,5L_{г. в} - 264H + \\ + 0,0067L_{г. в}^2 + 0,343H^2 - 38,2v_{о. з. г} + 0,0327v_{о. з. г}^2 \\ + 350l_{л} - 0,167l_{л}^2 - 57200) k_y k_{кр} k_{под}, \quad (VII.29)$$

при сплошной системе разработки

$$R = (4130m + 6880F_{г. в} + 29,4L_{г. в} + 18,45H + \\ + \frac{11,13 \cdot 10^6}{v_{о. з. г}} - 58100) (k_y k_{кр} + 0,3k_{п} - 0,3) k_{под}, \quad (VII.30)$$

где m — вынимаемая мощность пласта, м; $F_{г. в}$ — площадь поперечного сечения выработки в свету, м²; $L_{г. в}$ — длина выемочного поля, яруса, м; H — глубина разработки, м; $v_{о. з. г}$ — среднегодовое подвигание очистного забоя, м; $l_{л}$ — длина лавы, м; $k_{под}$ — коэффициент зависящий от условий поддержания и способа ох-

раны выработки, равный 0,5—2,5; k_y — коэффициент, учитывающий устойчивость пород кровли и боков выработки и равный 1,67 при $\sigma_{сж} < 30$ МПа; 1 при $\sigma_{сж} = 30—60$ МПа; 0,56 при $\sigma_{сж} > 60$ МПа; $k_{кр}$ — коэффициент, зависящий от вида крепи, равный 0,82—2,90; k_n — коэффициент, зависящий от устойчивости пород почвы, равный 1 — для непучащих пород; 1,145 — для слабопучащих пород; 2,41 — для сильнопучащих пород.

Затраты R для панельных уклонов, бремсбергов и ходков при них равны:

$$R = (1,54m + 0,52F_{г. в} + 0,361\alpha + 0,0115H - 10) L_{г. в} k_{кр} k_y. \quad (VII.31)$$

Поддерживаемая длина выработки моделируется как функция оптимизируемых размеров шахтного поля или его части. Время поддержания зависит от скорости выемки запасов угля. Использование расчетных схем типа приведенных на рис. VII.2; VII.3; VII.4; VII.5 позволяет легко определить эти величины при различных альтернативах оптимизируемых решений проекта.

Например, в случае погоризонтной подготовки шахтного поля главные штреки проводят и поддерживают, как правило, по каждому из разрабатываемых пластов и охраняют с обеих сторон целиками угля. Длина поддерживаемых участков штреков в крыле шахтного поля (блока) в период отработки пласта возрастает от $l_{л. j}$ до $S_{ш. п}/2$ по арифметической прогрессии.

Число суммируемых участков штреков (членов прогрессии) равно $n_{в. ст}/2$ ($n_{в. ст}$ — число выемочных столбов в шахтном поле, $n_{в. ст} = S_{ш. п}/l_{л. j}$). Общая поддерживаемая длина штрека

$$L_{ш. под. д} = \frac{\left(l_{л. j} + \frac{S_{ш. п}}{2}\right) n_{в. ст}}{4}.$$

Время поддержания штрека длиной $L_{ш}$ будет соответствовать длительности отработки запасов одного выемочного столба

$$t = \frac{Z_i}{N_{р. д} A_{о. з. с. j} n_{в. ст. п}},$$

где Z_i — извлекаемые запасы угля i -го пласта; $A_{о. з. с. j}$ — j -е значение нагрузки на лаву, т/сут.

Затраты на поддержание всех главных штреков в крыле шахтного поля (блока):

$$C_{подд. г. ш}^{об} = \sum_{i=1}^{i=n_{п. л}} \frac{a_{г. ш. i} R_{г. ш. i} t}{t_{г. ш. i}}.$$

Удельные эксплуатационные затраты с учетом запасов угля в пределах одного горизонта ($Z_{г. ш} = A_{ш. г} t_{г. ш}$)

$$C_{подд. г. ш} = \frac{2C_{подд. г. ш}^{об}}{A_{ш. г} \sum_{i=1}^{i=n_{ш}} t_{г. ш. i}}. \quad (VII.32)$$

Длина выемочных выработок — выемочных штреков, ярусных штреков и бортовых наклонных выработок — изменяется, в связи с чем отдельные их участки имеют разный срок службы. Если при столбовой системе разработки удаленные от наклонной выработки участки ярусного штрека поддерживаются короткое время, то ближние — в течение всего срока службы яруса. Правомерно считать, что каждый метр штрека поддерживается в течение половины срока службы яруса. Это заключение равнозначно тому, что в течение каждого года срока службы ярусного штрека поддерживается половина его длины. Затраты на поддержание ярусного штрека в год

$$C_{\text{подд. я. ш}} = \frac{a_{\text{я. ш}} R_{\text{я. ш}}}{t_{\text{я. ш}}}; \quad (\text{VII.33})$$

удельные затраты

$$c_{\text{подд. я. ш}} = \frac{a_{\text{я. ш}} C_{\text{подд. я. ш}}}{A_{\text{ш. г}} n_{\text{бл}} n_{\text{пан}} n_{\text{кр. пан}}}. \quad (\text{VII.34})$$

Следует отметить, что в настоящее время разрабатываются способы так называемого безремонтного содержания выработок за весь срок службы, основанные на увеличении первоначального сечения выработки в свету при проведении. Благодаря такому запасу сечения отпадает необходимость поддержания выработки в процессе ее эксплуатации. Вместе с тем способ требует повышенных затрат на проведение выработки из-за увеличения сечения, поэтому он не во всех случаях экономически целесообразен. Величина удельных эксплуатационных затрат на поддержание выработок, предназначенных для вскрытия шахтного поля (стволов, квершлагов), весьма незначительна, в связи с чем их можно не учитывать.

Моделирование затрат на транспортирование грузов по выработкам шахты осуществляется с учетом принятых транспортных средств, длины транспортирования и величины грузопотоков.

Длина транспортирования является функцией оптимизируемых размеров шахтного поля или его отдельных частей, которые так же, как и в случае поддержания, могут изменяться по мере развития горных работ на шахте. Поэтому целесообразно оперировать со средними расстояниями транспортирования грузов. Например, для шахтного поля с симметричными крыльями длина транспортирования по магистральной выработке в случае прямого порядка отработки блоков будет возрастать от $1/2 S_{\text{бл. } j}$ до $1/2 (S_{\text{ш. п. } j} / S_{\text{бл. } j} - 1) \times S_{\text{бл. } j}$.

Средняя длина определится как половина суммы этих двух значений и составит $1/4 S_{\text{ш. п. } j}$.

При применении на шахтах рельсовых видов транспорта (электровозов, монорельсовых дорог) должна быть определена полная длина транспортирования грузов от места погрузки до ствола, равная сумме средних расстояний транспортирования по отдельным выработкам.

Если транспорт по отдельным выработкам транспортной цепи осуществляется конвейерами, то удельные эксплуатационные затраты следует определять отдельно для каждой выработки в зависимости от ее длины, величины грузопотока и типа конвейера.

Используя стоимостные показатели Центрогипрошахта, затраты на транспортирование угля конвейерами, например по ярусному штреку, можно определить следующим образом:

капитальные

$$K_{\text{тр. я. ш}} = 1,134(a_1 l_{\text{тр}} + a_2 n_{\text{кон}}) + 2,55(a_3 n_{\text{кон}} - a_4), \quad (\text{VII.35})$$

где a_1, a_2, a_3, a_4 — коэффициенты, зависящие от типа конвейера, и равные соответственно 0,07—0,242; 23—193; 4—80; 1,4—8; $l_{\text{тр}}$ — длина транспортирования,

$$l_{\text{тр}} = l_{\text{я. ш}} = \frac{S_{\text{ш. п}}}{n_{\text{бл}} n_{\text{пан}} n_{\text{кр. пан}}};$$

$n_{\text{кон}}$ — число конвейеров на штреке,

$$n_{\text{кон}} = \frac{L_{\text{я. ш}}}{l_{\text{конв}}} = \frac{S_{\text{ш. п}}}{n_{\text{бл}} n_{\text{пан}} n_{\text{кр. пан}} l_{\text{конв}}};$$

эксплуатационные

$$c_{\text{тр. я. ш}} = 10^3 [a_5 + 0,0005l(a_6 + a_7 G) + 0,1(a_1 l + a_2 n) + 2,55(a_3 n - a_4) \left(\frac{A_{\text{о. з. г}}}{Z_{\text{я}}} + 0,0022 \right)] \frac{1}{A_{\text{о. з. г}}}, \quad (\text{VII.36})$$

где a_5, a_6, a_7 — коэффициенты, зависящие от типа конвейера и равные соответственно 11—30; 43,6—80; 0,0054—0,378.

G — средний часовой грузопоток по выработке,

$$G = \frac{A_{\text{о. з. г}}}{n_{\text{см}} T_{\text{см}}},$$

где $n_{\text{см}}$ — число смен работы очистного забоя по добыче угля; $T_{\text{см}}$ — продолжительность рабочей смены по добыче угля, ч; $Z_{\text{я}}$ — промышленные запасы угля в ярусе, тыс. т.

Моделирование капитальных затрат на очистные работы сводится к выражению суммарной стоимости оборудования всех вводимых в эксплуатацию очистных забоев в период строительства или работы шахты. Если речь идет об оснащении очистных забоев на одном и том же пласте при одинаковых параметрах и средствах механизации, то достаточно определить капитальные затраты по одному забою и их помножить на число забоев $n_{\text{о. з.}}$.

Например, используя стоимостные показатели Центрогипрошахта будем иметь (руб)

$$K_{\text{о. з.}} = 10^3 \sum_{i=1}^{i=n_{\text{о. з.}}} [a_1 + a_3 + l_{\text{я}} (a_2 + a_4)], \quad (\text{VII.37})$$

где a_1, a_2, a_3, a_4 — коэффициенты, зависящие от принятой техноло-

гической схемы очистных работ, равные соответственно 15—70; 0,8—5,3; 0—4; 0,03—2,1.

Эксплуатационные затраты (руб/т) определяются по каждому очистному забою и затем определяется среднее значение затрат:

$$C_{\text{о. з. ср}} = \frac{10^3 \sum_{\mu=1}^{\mu=n_{\text{а.з}}} [c_1 + c_2 m_{\text{в.м}} + c_3 V_{\text{сут.}\mu} + c_4 l_{\text{л}\mu} + c_5 (T_{\text{м}} + 12) + c_6] \frac{1}{A_{\text{о.з.г}}}}{n} \quad (\text{VII.38})$$

где $v_{\text{сут.}\mu}$ — суточное подвигание очистного забоя, м; $T_{\text{м}}$ — чистое время машинной работы в очистном забое, ч/сут.

VII.6. МОДЕЛИРОВАНИЕ ЗАТРАТ НА ПОДЪЕМ, ВОДООТЛИВ, ВЕНТИЛЯЦИЮ, ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ КОМПЛЕКС НА ПОВЕРХНОСТИ И СОДЕРЖАНИЕ ПОСТОЯННОГО ШТАТА

Наиболее значительными затратами на сооружение и обслуживание стационарных установок и комплексов являются затраты на технологический комплекс на поверхности. Капитальные затраты на технологический комплекс на поверхности достигают 5—10 % сметной стоимости, а эксплуатационные затраты — 15 % себестоимости. Подъем и вентиляция не превышают соответственно 2 и 5 % как по капитальным, так и по эксплуатационным затратам.

Затраты на содержание условно-постоянного штата связаны с эксплуатацией и обслуживанием постоянных цехов, установок, очистных и подготовительных забоев, управлением и т. д. и относятся к эксплуатационным.

В табл. VII.5 приведены факторы, влияющие на капитальные и эксплуатационные затраты на подъем, водоотлив, вентиляцию, объекты технологического комплекса, а также на содержание условно-постоянного штата трудящихся, и приведен диапазон примерных значений этих затрат. Приняты следующие буквенные обозначения: $A_{\text{ш}}$ — мощность шахты; $Z_{\text{ш}}$ — промышленные запасы угля в шахтном поле; $Z_{\text{г}}$ — промышленные запасы угля горизонта; $H_{\text{п}}$ — высота подъема угля; $B_{\text{п}}$ — вид подъема (одно- или многоканатный); $P_{\text{ш}}$ — режим работы шахты; $Q_{\text{в}}$ — нормальный приток воды в шахту; $H_{\text{в}}$ — высота откачки воды из шахты; $P_{\text{к}}$ — вид крепи, номер водоотлива; Q_i — производительность i -й вентиляторной установки; H_i — максимальная депрессия i -й вентиляторной установки; $n_{\text{вент}}$ — число вентиляционных установок главного проветривания на шахте; $Q_{\text{воз}}$ — общее количество воздуха для проветривания шахты; n — число блоковых или фланговых вентиляционных стволов; $l_{\text{ж}}$ — длина железнодорожного пути нормальной колеи на поверхности шахты; $S_{\text{р}}$ — сложность рельефа местности; $l_{\text{авт}}$ — длина автомобильной дороги; $l_{\text{вод}}$ — длина водопроводных сетей на шахте; $n_{\text{з}}$ — число действующих очистных забоев; $n_{\text{см}}$ — число смен по добыче угля; l — протяженность поддерживаемых выработок на шахте; $N_{\text{дн}}$ — число рабочих дней в году.

Т а б л и ц а VII.5

Процессы, объекты	Факторы, влияющие на: затраты		Примерные значения затрат	
	капитальные	эксплуатационные	капитальных, тыс. руб.	эксплуатационных, тыс. руб/год
Подъем	$A_{ш}, H_{п}, B_{п}$	$A_{ш}, H_{п}, B_{п}, P_{ш},$	700—1200	700—1000
Водоотлив	$Q_{в}, H_{в}, P_{к}$	$Q_{в}, H_{в}, A_{ш}, Z_{ш}$	4000—5000	700—1000
Вентиляция	$A_{ш}, Q_i, H_i, n_{вент}$	$A_{ш}, Q_i, Z_{ш}, H_i$	1200—1500	120—160
Объекты технологического комплекса на поверхности:				
потрубочно-складское хозяйство	$A_{ш}$	$A_{ш}, Z_{ш}$	400—600	40—60
комплексная автоматизация и управление технологическими процессами (АСУТП)	—	—	300—1500	30—150
мастерские и склады на поверхности	$A_{ш}$	$A_{ш}, Z_{ш}$	400—600	40—60
административно-бытовой комбинат	$A_{ш}$	$A_{ш}, Z_{ш}$	3000—5000	150—250
объекты тепловой энергии	$A_{ш}, Q_{э}, n$	$A_{ш}, Q_{э}, n, Z_{ш}$	1400—1800	400—600
объекты пневматической энергии	—	$A_{ш}, Z_{ш}$	750	100—150
электрооснащение	$A_{ш}$	$A_{ш}, Z_{ш}$	1700—2100	200—300
железнодорожное хозяйство нормальной колес	$A_{ш}, l_{ж}, S_p$	—	3200—4100	—
автомобильные дороги	$l_{авт.}$	—	1000—1500	—
телефонная и диспетчерская связь с СЦБ	$A_{ш}$	$A_{ш}$	1000—1300	100—150
водоснабжение и очистные сооружения	$A_{ш}, l_{вод}$	—	1200—1700	90—100
канализация	$A_{ш}$	$A_{ш}, Z_{ш}$	500—600	30—40
благоустройство поверхности	$A_{ш}$	—	600—700	—
Условно-постоянный штат трудящихся	—	$A_{ш}, n_{з}, n_{см},$ $l, n_{дн}, n_{вент}$	—	1300—1600

VII.7. ОСОБЕННОСТИ МОДЕЛИРОВАНИЯ ЗАТРАТ ПРИ ОПТИМИЗАЦИИ РЕШЕНИЙ В ПРОЕКТАХ НОВЫХ ГОРИЗОНТОВ И РЕКОНСТРУКЦИИ ШАХТ

Непрерывное перемещение рабочих мест на шахте, удаление их от стволов и углубление горных работ приводят к существенным изменениям и усложнению сети подземных производственных коммуникаций, появлению диспропорций и пропускной способности отдельных технологических звеньев, снижению эффективности предприятия.

Устранение этих явлений оказывается возможным путем реконструкции шахты. По своему содержанию реконструкция предусматривает повышение организационно-технического уровня производства, перевод предприятия на новую технологию, улучшение условий труда.

При вскрытии и подготовке нового горизонта проектируются: все горные работы, связанные со вскрытием и подготовкой нового горизонта,— проведение стволов, шурфов, скважин, сооружение околоствольных дворов, камер, проведение выработок по подготовке линии очистного забоя;

подъемные и вентиляционные установки, котельные, calorиферные, закладочные комплексы, установки для кондиционирования воздуха и другие сооружения, строительство или расширение которых необходимо для нормальной эксплуатации проектируемого горизонта;

замена устаревшего и изношенного оборудования в общешахтных процессах и установках, обслуживающих проектируемый горизонт.

При вскрытии и подготовке нового горизонта учитываются затраты общешахтного назначения и затраты на выемку отдельных пластов в пределах нового горизонта. К общешахтным относятся затраты: на расширение пропускной способности объектов технологического комплекса и вентиляторов главного проветривания, углубку стволов до отметки нового горизонта, проведение и поддержание главного и блоковых квершлагов на откаточном и вентиляционном горизонтах, магистральной выработки, сооружение и эксплуатацию околоствольных дворов и камер на новом горизонте, транспортирование угля по магистральным выработкам (главному или блоковым квершлагам, магистральной выработке), эксплуатацию подъемной, водоотливной и вентиляционной установок, расширение и эксплуатацию технологического комплекса на поверхности. Кроме того, учитывается заработная плата условно-постоянного штата трудящихся.

Околоствольные дворы с камерами и оборудованием сооружаются на новом горизонте только у главного и вспомогательного стволов. У блоковых стволов сооружаются околоствольные дворы без камер.

По данным Центрогипрошахта, полученным при анализе проектов реконструкции шахт Донбасса, только в немногих случаях удается использовать существующие объекты шахтной поверхно-

сти после реконструкции шахты с приростом производственной мощности. В среднем около 96 % объема капиталовложений при этом направляется на строительство новых объектов и лишь 4—5 % — на расширение существующих зданий и сооружений на поверхности и замену устаревшего и малопроизводительного оборудования. В связи с этим допустимо определять капитальные затраты на реконструкцию технологического комплекса как затраты на новое строительство. Дополнительные затраты на увеличение пропускной способности существующего на шахте технологического комплекса на поверхности при вскрытии нового горизонта действующей шахты могут быть определены по формуле

$$\Delta K_{\text{пов}} = 0,377 (A_{\text{ш.с}}^{\text{р}} - A_{\text{ш.с}}^{\text{ф}}), \quad (\text{VII.39})$$

где $A_{\text{ш.с}}^{\text{ф}}$ — фактическая добыча шахты до реконструкции, т/сут.

Для расширения пропускной способности подъемных установок при реконструкции шахт необходимы капитальные затраты

$$K_{\text{п.у}} = (A_{\text{ш.с}}^{\text{р}} - A_{\text{ш.с}}^{\text{ф}}) [0,79 \cdot 10^{-4} (A_{\text{ш.с}}^{\text{р}} - A_{\text{ш.с}}^{\text{ф}}) + 1,53 \cdot 10^{-3} H_{\text{гл.ств}}^{\text{р}} - 0,378], \quad (\text{VII.40})$$

где $H_{\text{гл.ств}}^{\text{р}}$ — глубина работ на новом горизонте или после реконструкции шахты, м.

Затраты $K_{\text{п.у}}^{\text{р}}$ на реконструкцию существующих объектов поверхности главного и вспомогательного объектов (тыс. руб.) по данным Центрогипрошахта, зависят от строительных объемов зданий и сооружений $V_{\text{зд.соор}}$ (м³) и определяются по формуле

$$K_{\text{п.у}}^{\text{р}} = k_1 V_{\text{зд.соор}} + k_2 + k_3, \quad (\text{VII.41})$$

где k_1 ; k_2 — коэффициенты, значения которых приведены в табл. VII.6; k_3 — затраты на разборку существующих зданий и сооружений, равные $k_4 Q_{\text{р.зд}}$, тыс. руб., $Q_{\text{р.зд}}$ — объем работ по разборке зданий и сооружений, м²; k_4 — затраты на разборку 1 м² зданий и сооружений, учитывающие вид строительных материалов, $k_4 = 1,9$ для бута, кирпича, шлакоблоков и дерева, $k_4 = 1,87$ для бетона и железобетона.

Затраты на замену вентилятора главного проветривания, (тыс. руб.)

$$\Delta K_{\text{вент}} = k_1 Q_{\text{ш.в}} + k_2 Q_{\text{ш.в}} k_{\text{в}} + k_3 \frac{Q_{\text{ш.в}}^{\alpha} k_{\text{в}}^{\alpha}}{h_{\text{ш}}^{\alpha}}$$

где k_1 , k_2 , k_3 , α , α — коэффициенты, зависящие от типа вентилятора (осевой или центробежный) и схем проветривания шахт [44—46]; $Q_{\text{ш.в}}$ — количество воздуха, необходимое для проветривания шахты, м³/с; $k_{\text{в}}$ — коэффициент потерь воздуха через надшахтные сооружения и каналы вентилятора, принимается по данным [42].

Капитальные затраты на расширение административно-бытового комбината (тыс. руб):

Т а б л и ц а VII.6

Наименование объекта	Промышленная площадка главного скипового ствола		
	k_1	k_2	$V_{\text{зд. соор.}}, \text{ м}^3$
Одиночное надшахтное здание	0,019	—12	2 570—5 850
Блок надшахтного здания	0,024	16	5 245—11 700
Башенный копер	0,044	102	24 500—53 270
Обычный металлический копер	0,502	—28	158—290
Здание подъемных машин:			
на одну машину	0,014	8,7	620—4 200
на две машины	0,025	—100	14 730—23 375

Продолжение табл. VII.6

Наименование объекта	Промышленная площадка вспомогательного клетового ствола		
	k_1	k_2	$V_{\text{зд. соор.}}, \text{ м}^3$
Одиночное надшахтное здание	0,014	15,1	480—7 200
Блок надшахтного здания	0,019	—37,5	11 000—42 700
Башенный копер	—	—	—
Обычный металлический копер	0,48	—4,75	50—165
Здание подъемных машин:			
на одну машину	0,014	8,7	620—4 200
на две машины	0,025	—100	14 730—23 375

при реконструкции с перепланировкой

$$\Delta K_{\text{абк}} = 14 \cdot 10^{-3} V_{\text{абк}},$$

при расширении бытовых помещений за счет пристройки

$$\Delta K_{\text{абк}} = 37 \cdot 10^{-3} V_{\text{абк}},$$

где $V_{\text{абк}}$ — строительный объем перепланировки или расширения, комбината, м^3 .

ОПТИМАЛЬНОЕ ПРОЕКТИРОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ШАХТЫ

Глава VIII

ПРОЕКТИРОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ ШАХТЫ

VIII.1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Теоретические и методические основы, технические средства и организация проектирования, квалификация проектировщиков в угольной промышленности нашей страны сейчас таковы, что позволяют вести проектирование на самом высоком уровне, строить и эксплуатировать прогрессивные и экономичные шахты.

Оптимальное проектирование является следствием освоения проектировщиками теоретических и методических достижений, умелого применения их в проектировании реальных объектов как на стадии поиска, так и реализации наилучших решений.

Под *технологической схемой* шахты следует понимать совокупность вскрывающих, транспортных, вентиляционных и очистных горных выработок, позволяющих осуществлять основные и вспомогательные производственные процессы на базе определенных средств механизации и форм организации работ, направленных на извлечение угля.

При конструировании технологических схем шахт, следует иметь в виду, что основные элементы схем (вскрывающие и подготовительные выработки, средства подъема и общешахтного транспорта, схема вентиляции) отличаются значительным сроком службы.

Оптимальное проектирование невозможно без сопоставления множества (несколько сот и тысяч) вариантов. И в этом плане надежность выбора оптимальных параметров шахты тем выше, чем большее число вариантов вовлекается в сопоставление.

Оптимальное проектирование базируется на использовании экономико-математического моделирования, основанного на адекватном отражении реальных технологических и экономических свойств развивающихся шахт, на экономически емком критерии оптимальности, надежной геологической, стоимостной и технической информации и пр.

Согласованное, координируемое выполнение огромных объемов проектных работ на высоком теоретическом, методическом, информационном и организационном уровне делает необходимым создание отраслевой автоматизированной системы проектирования, над чем работают сейчас ученые и проектировщики.

Органическое сочетание разовых и периодически повторяющихся задач проектирования, планирования и оперативного управления современной крупной шахтой является естественным явлением, и решение их в единой системе оптимизации параметров и режима шахты является наиболее эффективным.

Основные положения оптимального поэтапного проектирования шахт можно свести к следующим действиям.

Эмпирическая оценка горно-геологических условий месторождений. Выполняется с целью определения степени технологичности, т. е. удобства, разработки месторождения с позиций имеющегося опыта работы предприятий в сходных условиях, опыта проектирования предприятий со сходными условиями.

Прежде всего такая оценка дается данными о запасах, об их разведанности, сведениям о пространственном распределении по площади, глубине, мощности, углам падения, выдержанности залегания пластов, о качественных и марочных характеристиках, по газоносности, обводненности и т. д. (табл. VIII.1). Эти данные позволяют уточнить геометрические параметры первого и последующего этапов, наметить необходимые мероприятия по доразведке в процессе работы шахты на первом этапе. Подробные таблицы распределения запасов отдельных угольных пластов по мощности, размерам ненарушенных участков, размерам участков пластов с выдержанной мощностью и т. д. необходимы при назначении средств механизации очистных работ, транспорта, проведения выработок, при выборе крепи. При этом оказывается возможным установить область использования каждой конкретной схемы механизации, время и место использования. Данные о размерах ненарушенных участков и о распределении нарушений помогут выявить реально возможный диапазон длин лав на каждом угольном пласте и оценить эффективность применения трудно монтируемых и демонтируемых механизированных очистных комплексов и агрегатов, а также транспортных средств по горным выработкам. В отдельной таблице указываются забалансовые запасы. На каком-либо из последующих этапов разработки забалансовые запасы могут быть переведены в балансовые.

Вычисление доли (в %) запасов по мощности пластов $Z_{пр\ m_i}$, углам падения $Z_{пр\ \alpha_i}$, размерам $S_{выд\ i}$, $H_{выд\ i}$ ненарушенных и выдержанных участков производится по формулам:

$$\delta Z_{пр\ m_i} = \frac{Z_{пр\ m_i}}{\sum_{i=1}^{n_{пл}} Z_{пр\ m_i}} 100, \quad \%;$$

$$\delta Z_{пр\ \alpha_i} = \frac{Z_{пр\ \alpha_i}}{\sum_{i=1}^{n_{пл}} Z_{пр\ \alpha_i}} 100, \quad \%; \quad (\text{VIII.1})$$

Т а б л и ц а VIII.1

Наименование или номер угольного пласта, марка угля	Среднезвешенная глубина залегания, м	Размеры по простиранию и по падению, м	Мощность пластов, м		Угол падения пластов, градус	
			диапазон изменения	среднезвешенная	диапазон изменения	среднезвешенный
Пласт № 1, ГЖ	100	1200×1800	0,8—1,2	0,9	10—15	12
Пласт № 2, ГЖ	130	1400×2200	1,3—2,0	1,5	10—13	11
.....						
.....						
Пласт № n, Г	500	900×4500	1,6—2,5	1,8	14—22	16

Продолжение табл. VIII.1

Наименование вмещающих пород		Расстояние до соседних пластов, м		Газоносность пластов, м³/т	Зольность пластов, %		Среднезвешенное расстояние между нарушениями, м	
		до верхнего	до нижнего		диапазон изменения	среднезвешенная	по простиранию	по падению
Глинистый сланец	Песчаник	—	50	3	10—18	12	400	600
Известняк	Глинистый сланец	50	80	4	11—22	14	1000	1000
.....								
.....								
Песчаник	Глинистый сланец	150	—	12	15—30	18	1300	900

$$\delta Z_{\text{пр } S_i, H_i} = \frac{Z_{\text{пр } S_i, H_i}}{\sum_{i=1}^{n_{\text{пл}}} Z_{\text{пр } S_i, H_i}} 100, \%$$

Средневзвешенная мощность $m_{\text{ср}}$, угол падения $\alpha_{\text{ср}}$, зольность угольных пластов $A_{\text{ср}}^c$, расстояния между нарушениями по простиранию $S_{\text{выд. ср}}$ и по падению $H_{\text{выд. ср}}$ определяются по формулам:

$$m_{\text{ср}} = \frac{\sum_{i=m_i}^{i=m_j} m_i Z_{m_i}}{\sum_{i=1}^{n_{\text{пл}}} Z_{m_i}}, \text{ М};$$

$$\alpha_{\text{ср}} = \frac{\sum_{i=\alpha_i}^{i=\alpha_j} \alpha_i Z_{\alpha_i}}{\sum_{i=1}^{n_{\text{пл}}} Z_{\alpha_i}}, \text{ градус};$$

$$A_{\text{ср}}^c = \frac{\sum_{i=1}^{i=j} A_i^c Z_{A_i^c}}{\sum_{i=1}^{n_{\text{пл}}} Z_{A_i^c}}, \%$$

$$H_{\text{выд. ср}} = \frac{\sum_{i=1}^{\psi} H_{\text{выд } i} n_{\text{выд } i}}{\sum_{i=1}^{\psi} n_{\text{выд } i}}, \text{ М};$$

(VIII.2)

$$S_{\text{выд. ср}} = \frac{\sum_{i=1}^{\psi} S_{\text{выд } i} n_{\text{выд } i}}{\sum_{i=1}^{\psi} n_{\text{выд } i}}, \text{ М}.$$

Анализ всех этих показателей позволяет судить о технологичности разработки данного месторождения, достоверности запасов, однородности условий, характере условий и трудностях разработки.

Анализ хозяйственной роли будущей шахты и ее основных производственных параметров. Детальный и всесторонний анализ горно-геологических данных, а также географического и социально-экономического положения помогает объективно оценить роль будущего предприятия в хозяйственной жизни района или отрасли, по крайней мере, на протяжении длительности первого этапа работы шахты.

Основными документами, определяющими назначение, производственно-хозяйственные и коммуникационные связи шахты с дру-

гими предприятиями района, служат генеральная схема развития угольной промышленности и перспективные планы развития административно-промышленного района. Согласованные, стабилизированные планы развития угольной промышленности определяют конкретное участие каждого угольного бассейна и района, шахты в работе отрасли на каждый текущий год, на пятилетие и отдаленную перспективу.

Указываются требования к продукции шахты (марочный состав добычи, сортность, зольность, содержание серы и фосфора). Принимаются во внимание планируемые потребители всей номенклатуры угля и поставщики энергии, воды, тепла, материалов, оборудования и т. д.

В графической или табличной форме представляются сведения, отображающие динамику участия данной шахты во времени по маркам угля, сортовому составу и объему (табл. VIII.2).

Т а б л и ц а VIII.2

Марка угля, наименование пласта	Добыча по годам, млн. т/год						
	1976	1978	1980	1982	1984	...	1992
Коксующийся ГЖ, пласт № 5	0,6	0,5	0,3	—	—	..	
Коксующийся ГЖ, пласт № 6	0,4	0,7	1,1	0,8	0,6	..	
.....	..	..	..	..	..	..	..
.....	..	..	..	..	..	..	..
Коксующийся Г, пласт № 10	—	—	—	—	—	..	1,0

Дается оценка развития предприятия в будущем, анализируются диапазоны и последствия возможных отклонений основных параметров шахты. Чрезвычайно важно представить тенденцию занятости людей в районе строительства шахты.

Начальной операцией конкретного проектирования шахты следует считать *технологическое прогнозирование*.

Устанавливается длительность одного этапа работы шахты, производится конкретное распределение запасов шахты по этапам. Последующей операцией при проектировании является обоснование основных количественных параметров шахты. Исследуются тенденции изменения количественных параметров шахт, а также основных технико-экономических показателей на отечественных и зарубежных шахтах. Устанавливается уровень мощности шахт, нагрузки на очистные забои и параметры средств выемки, скорости подвигания очистных и подготовительных забоев, уровень технических и производственных параметров системы транспорта, подъема, вентиляции, технологического комплекса на поверхности, системы энергоснабжения и др. Все эти параметры и показатели согласовываются с нормами технологического проектирования.

Конструированию технологических схем шахты предшествует анализ статистических закономерностей, применения и эксплуата-

ции их основных элементов: систем разработки, схем и средств транспорта, схем вентиляции, способов и схем подготовки, вида подъема и др. В результате устанавливаются прогрессивные элементы технологических схем шахты, комбинации этих элементов и схемы в целом, например, схема полной конвейеризации, панельная схема подготовки, пластовый способ расположения горных выработок и др., их реальные эксплуатационные возможности и показатели: производительность, трудоемкость, себестоимость и т. д.

Оптимизация технологических схем и параметров шахты. Теория и практика проектирования угольных шахт показали, что качественные решения, определяющие технологическую схему шахты и количественные параметры ее — взаимосвязаны. Их взаимосвязь явилась основным аргументом в создании и развитии сложного универсального метода проектирования шахт — метода комплексной оптимизации. С другой стороны, неодинаковая роль качественных и количественных параметров в формировании технологического лица шахты, различная динамичность за время работы шахты часто создают предпосылки для раздельного определения и обоснования основных качественных и количественных параметров. Сущность этого метода заключается в использовании так называемого статического моделирования любых наиболее целесообразных технологических схем шахты при некотором — условно-оптимальном — значении количественных параметров и в последующем применении динамического моделирования наиболее эффективных из всех рассматриваемых схем при варьировании количественных параметров.

Для каждой технологической схемы составляется экономико-математическая модель, включающая затраты на горные и строительные работы, ремонтное или безремонтное поддержание горных выработок, транспорт и очистные работы, подъем и вентиляцию. Особенностью статических моделей является то, что они становятся упрощенными, так как в них основные количественные параметры принимают фиксированные значения, т. е. условно оптимальные значения $A_{ш.г.}$, $A_{о.з.}$, $l_{л.}$, $v_{о.з.}$ и т. д. Закрепление количественных параметров позволяет выявить экономические преимущества только качественных параметров шахты и элементов технологических схем. В этом случае целевая функция модели для каждой технологической схемы определяется комбинацией качественных параметров.

На следующей стадии анализа и оптимизации для каждой из отобранных технологических схем составляется «динамическая» экономико-математическая модель критерия оптимальности в функции от постоянных и переменных качественных и количественных параметров и аргументов.

Динамическая модель проекта не только включает в себя затраты на производство всех видов работ и производственных процессов при строительстве и эксплуатации шахты, но и взаимно увязывает их как с качественными особенностями элементов технологической схемы, так и с количественным уровнем параметров

шахты и элементов схемы. Динамическая модель является многомерной системой связанных уравнений, равенств и неравенств и требует комплексного решения. Поэтому расчет динамической модели производится по единому алгоритму, объединяющему подалгоритмы решения задач по отдельным подсистемам (расчеты нагрузки на очистной забой, вентиляции, сечений горных выработок, мощности шахты, затрат на горные работы, транспорт, затрат в лаве, на здания и сооружения на поверхности и т. д.).

Составление динамической модели, программирование и анализ результатов отличаются большой трудоемкостью. Поэтому число технологических схем для количественной оптимизации с помощью динамической модели должно быть ограничено двумя—четырьмя.

Производится анализ оптимальных вариантов для отдельных технологических схем, после чего отобранные оптимальные варианты конкурирующих технологических схем сравниваются между собой. Прежде всего анализ проводится по основным количественным параметрам шахты и элементам технологических схем: мощность шахты, длина лавы, нагрузка на очистные забои, продвижение очистных забоев, которые являются переменными при оптимизации. Изучаются зависимости критерия от изменяющихся основных количественных параметров:

$$S_{\text{пр}} = f(A_{\text{ш. г}}); \quad S_{\text{пр}} = f(l_{\text{л}}); \quad S_{\text{пр}} = f(A_{\text{о. з}}); \quad S_{\text{пр}} = f(v_{\text{о. з}})$$

и т. д.

Анализ результатов исследований на ЭВМ позволяет установить оптимальные качественные и количественные параметры шахты. При этом представляется возможность сравнить разные технологические схемы шахты во всем диапазоне изменения переменных параметров мощности шахты, нагрузки на очистной забой, длины лавы, продвижения очистного забоя, размеров панелей и пр.

Разработка проекта шахты. На базе горно-геологических данных месторождений, директивных и нормативных документов, найденных оптимальных значений параметров шахты и технологической схемы выполняется конкретный технический или техноробочий проект шахты. Поэтапный подход к развитию шахты требует достаточного согласования развития горных работ на шахте во времени, выбора рациональных путей использования на последующих этапах имеющихся на предыдущих этапах фондов (оборудование, горные выработки, сооружения и пр.), определения эффективных средств механизации и форм организации работ в течение первого этапа и особенно с переходом на последующие этапы и т. д.

В проекте указывается не только серийное, но и разрабатываемое на момент проектирования оборудование, указывается срок и эффективность его использования. Определяются конкретные выемочные участки, где намечается использование нового оборудования. Исследуются последствия внедрения в будущем нового оборудования на всех элементах технологической схемы шахты, изучаются взаимные требования подсистем шахты друг к другу.

Например, рост нагрузки на очистной забой вызовет необходимость увеличения количества воздуха, предъявит новые требования к дегазации, к параметрам и нормам проветривания, потребует применения более производительных средств транспорта и т. д.

Особое значение имеет задача согласования производительности отдельных производственных подсистем шахты во времени, определения «горячего» резерва на каждом из них. Чрезвычайно важно установить в проекте порядок перехода шахты с первого этапа ее работы на второй, условия использования существующих фондов, их обновления и пополнения. При этом указываются и анализируются трудности в эксплуатации технологической схемы и ее элементов, предлагаются пути их преодоления.

Таким образом, проектирование представляется непрерывным процессом совершенствования технологии разработки месторождения.

Интегральная оценка технико-экономической эффективности проекта шахты. Завершающим моментом в проектировании шахт являются анализ и экспертиза технико-экономической эффективности проекта строительства и эксплуатации шахты.

Сравнительная эффективность будущей шахты по отношению к передовым шахтам может быть выявлена сопоставлением целого ряда важнейших технико-экономических показателей — производственной мощности шахты, себестоимости, производительности труда, рентабельности, общей стоимости строительства шахты на момент освоения проектной мощности и др.

VIII.2. ОБОСНОВАНИЕ И РАСЧЕТ ПРОЕКТНОЙ МОЩНОСТИ ШАХТЫ

Среди многих количественных параметров шахты важнейшая роль и значение отводятся *проектной мощности*. Именно этот параметр выражает меру удовлетворения потребности народного хозяйства в угле конкретной шахтой, свидетельствует о концентрации угледобычи в стране и прогрессивности предприятия, в решающей степени определяет эффективность вкладываемых в строительство средств.

Концентрация производства путем строительства новых крупных шахт, реконструкции и модернизации действующих шахт с увеличением мощности каждой единицы являются одним из важнейших направлений развития шахтного фонда.

Вместе с тем рост нагрузок на шахты, уровень проектной мощности должны быть обоснованными, базироваться на достаточно благонадежных, технологичных запасах, подкрепляться производственно-техническими возможностями всех основных и вспомогательных производственных процессов шахты.

Дело в том, что мощность шахты оказывает первостепенное влияние на все другие качественные и количественные параметры технологической схемы: схемы вскрытия, вентиляции и транспорта; технологический комплекс на поверхности; размеры стволов,

транспортных и вентиляционных горных выработок; вид и производительность многих крупных установок и машин.

С мощностью шахты связаны капитальные затраты на весьма дорогостоящие технологические звенья и элементы шахты: технологический комплекс на поверхности, вскрывающие выработки, околотовольные дворы, стационарные машины и установки и др. Необоснованно высокий уровень мощности шахты, длительное или постоянное неосвоение проектной мощности приводит к недоиспользованию как пассивной, так и активной частей фондов предприятия, к неэффективному использованию капитальных вложений. Заниженный уровень мощности шахты не позволяет выйти на прогрессивные и экономичные показатели предприятия, работать рентабельно.

Этим и объясняется то обстоятельство, что чрезвычайно ответственная задача обоснования и принятия величины проектной мощности шахты всегда привлекала внимание крупных ученых, проектировщиков и производителей: акад. Л. Д. Шевякова, акад. АН Каз. ССР А. С. Попова, проф., д-р техн. наук Д. Ф. Борисова, В. И. Голомолзина, А. М. Найдыша, П. З. Звягина, Н. Г. Капустина, К. К. Кузнецова, С. С. Квона, А. М. Курносова, А. П. Киячкова, М. И. Устинова, А. С. Астахова, канд. техн. наук Ф. Ф. Кузюкова, Б. С. Локшина, С. А. Саратикянца, А. И. Фридмана и др.

Бесспорно, что наиболее надежно и обоснованно определение проектной мощности шахты при использовании экономико-математической модели проекта шахты и оптимизации всех ее параметров.

Это требует, естественно, детальной проработки всех технологических звеньев, определения всех качественных и количественных параметров. Такая трудоемкая работа может проводиться при разработке конкретного проекта шахты.

Возникает достаточно много задач, когда требуется знать мощность шахты, располагая данными шахтного поля: сведениями о запасах, числе пластов, их мощности, углах падения, глубине залегания и др. Это — задачи перспективного планирования размещения и развития угольной промышленности, установления величины запасов и пространственных параметров первого этапа в работе шахты, установления количественных параметров шахт при их реконструкции, вскрытии и подготовке новых горизонтов, когда создания общешахтных моделей для оптимизации всех параметров не требуется.

Установление прогрессивного уровня основных количественных параметров шахты или прогнозирование производится несколькими методами. В частности, статистические методы позволяют прогнозировать уровень мощности шахты, нагрузки на блок и очистной забой, длину выемочного участка и лавы, величину подвигания очистных забоев и др.

На рис. VIII.1 представлены графики корреляционных зависимостей важнейших экономических показателей с изменением мощности шахты.

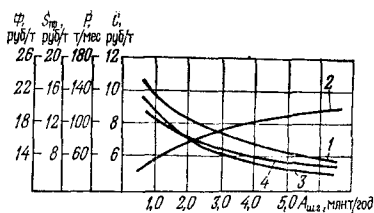


Рис. VIII.1. Корреляционные зависимости экономических показателей от производственной мощности действующих шахт:

1 — $C = f(A_{ш.г.})$; 2 — $P = f(A_{ш.г.})$; 3 — $S_{пр} = f(A_{ш.г.})$; 4 — $\Phi = f(A_{ш.г.})$

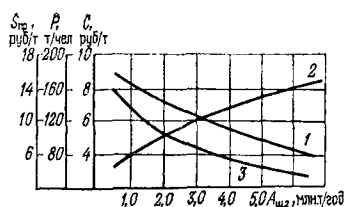


Рис. VIII.2. Корреляционные зависимости экономических показателей от производственной мощности шахт (в проектах):

1 — $C = f(A_{ш.г.})$; 2 — $P = f(A_{ш.г.})$; 3 — $S_{пр} = f(A_{ш.г.})$; 4 — $\Phi = f(A_{ш.г.})$

Эти и последующие графики носят иллюстративный характер. В результате анализа полученных зависимостей можно установить, что при увеличении мощностей шахты до 4—6 млн. т/год существенно снижается себестоимость угля $\bar{C} = f(A_{ш.г.})$ (кривая 1); снижаются приведенные затраты $\bar{S}_{пр} = f(A_{ш.г.})$ (кривая 3); фондоемкость $\bar{\Phi} = f(A_{ш.г.})$ (кривая 4) и заметно растет производительность труда $\bar{P} = f(A_{ш.г.})$ (кривая 2).

Аналогичная картина наблюдается по материалам выполненных за последние годы проектов шахт (рис. VIII.2).

Подобные зависимости можно получить для различных периодов времени (2—3 года), отстоящих друг от друга на 4—5 лет. В результате можно установить влияние времени на изменение как аргумента, так и показателей, что и позволяет произвести их прогноз. По этим данным можно предварительно установить прогрессивный уровень мощности шахты в пределах $A_{ш.г.} = 5 \div 7$ млн. т/год. При этом все операции по статистической обработке исходных данных, включая построение графика, могут быть выполнены ЭВМ.

Недостатками приведенного метода определения мощности шахты являются абстрагирование от конкретных горно-геологических условий проектируемой шахты и перенос всех особенностей действующих шахт или выполненных проектов шахт на новую.

Эти недостатки характерны и при использовании для определения мощности шахты метода обобщения опыта экономико-математического моделирования, основанного на материалах ранее проведенных оптимизаций экономико-математических моделей проектов шахт в аналогичных горно-геологических условиях. К настоящему времени многими научно-исследовательскими, проектными институтами и отдельными авторами проведено значительное число оптимизационных расчетов параметров шахт на базе экономико-математических моделей (ИГД им. А. А. Скочинского, ЦГШ, МГИ, ДонУГИ, УкрНИИПроект, Южгипрошахт, Ростовгипро-

шахт, Сибгипрошахт и др.). Оптимизацией охватывался широкий круг управляемых количественных параметров шахты, в который входят мощность шахты, длина лавы, число очистных забоев в одновременной работе, нагрузка на очистной забой, продвижение очистного забоя, размеры панелей, блоков, их число в одновременной работе и т. д. Поэтому определенные прогрессивные тенденции в установлении уровня основных параметров проектируемой шахты можно использовать из полученных данных ранее осуществленных оптимизаций по существу по каждому количественному параметру шахты.

На рис. VIII.3 кривые 1 и 2 представляют зависимость приведенных затрат от мощности шахты для условий двух месторождений с пологим залеганием угольных пластов средней мощности (1,5—2,2 м).

Шахты проектировались в разные годы. Отмечая определенные различия в положении двух кривых, нельзя не обратить внимания на их сходный характер, на близкое взаимоположение относительно мощности шахты минимального уровня приведенных затрат. Неодинаковые горно-геологические условия, организационно-техни-

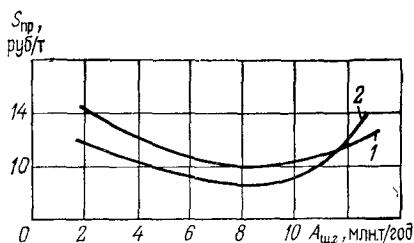


Рис. VIII.3. Зависимость приведенных затрат от производственной мощности шахты для первого (1) и второго (2) вариантов технологической схемы шахты

ческая база шахт выражаются в уровне критерия и, как правило, мало изменяют общий характер зависимости $S_{пр} = f(A_{ш.г})$ и положение оптимума по оси аргумента (оптимизируемого параметра). В приведенном примере зона оптимальных значений $S_{пр}$ на обеих кривых располагается в пределах изменения мощности шахты от 5 до 10 млн. т/год. Это означает, что прогрессивный уровень производственной мощности шахты представляется в пределах $A_{ш.г}^{пр} = 5 \div 9$ млн. т/год.

Особое значение имеют нетрудоемкие методы определения проектной мощности шахты в учебном процессе для студентов.

† Существующие директивные уровни мощностей шахт не способствуют творческому отношению к данной задаче, не подчеркивают связи мощности шахты с конкретными условиями шахтного поля и состоянием технического прогресса.

Не устраняет этих недостатков и классическая формула

$$A_{ш.г} = \frac{Z_{пр}}{T}, \quad (\text{VIII.3})$$

где $A_{ш.г}$ — производственная мощность шахты, млн. т/год; $Z_{пр}$ — промышленные запасы шахтного поля, млн. т; T — срок службы шахты, лет.

В формуле фигурирует лишь один известный аргумент $Z_{пр}$, а второй — срок службы T — неизвестен. Кроме того, здесь не на-

ходят отражения важные показатели условий залегания запасов и возможной интенсивности обработки запасов.

Долгое время для расчетов служила формула проф. П. З. Звягина:

$$A_{ш.г} = \sqrt{\frac{c_1 \varphi^2 + E_n k'_1}{\frac{c_1}{Z_{пр}} + k'_{пр} E_n k'_1}} \quad (\text{VIII.4})$$

где E_n — коэффициент сравнительной эффективности капиталовложений, $E_n = 0,1$; c_1 , k'_1 , k'_2 , $k'_{пр}$ — расчетные коэффициенты, значения которых получены статистической обработкой материалов по действующим шахтам и по проектам; $Z_{пр}$ — промышленные запасы шахтного поля, тыс. т; φ — постоянный коэффициент, учитывающий в данных горно-геологических условиях относительные изменения стоимостных показателей в зависимости от нагрузки на очистной забой, $A_{о.з.м.}$.

Статистическая обработка стоимостных показателей действующих и проектируемых шахт показала, что величина коэффициента φ подчиняется закону прямой линии, возрастающей с увеличением среднемесячной нагрузки на очистной забой.

$$\varphi = a + b A_{о.з.м.} \quad (\text{VIII.5})$$

где a , b — некоторые постоянные коэффициенты, имеющие разное значение для угольных бассейнов; $A_{о.з.м.}$ — среднемесячная нагрузка на очистной забой, т/мес.

Как следует из формулы, сделана попытка учета стоимостных категорий, безусловно влияющих на оптимальность уровня мощности шахты. Вместе с тем довольно скоро сказались изъяны в формуле, порожденные статистической природой почти всех аргументов и в целом всей формулы. Значительное повышение нагрузки на очистной забой за пределы 15—20 тыс. т/мес приводит при расчетах к несуразным цифрам, а коэффициенты a , b , c_1 , k'_1 , k'_2 , $k'_{пр}$ потеряли смысл. Возможная корректировка их по данным шахт весьма трудоемка и не дает основания для сколь-нибудь длительного применения скорректированных значений.

Кроме того, статистическая основа всех этих коэффициентов скрывает подлинный смысл и экономический, и технологический как по величине, так и по характеру влияния, затрудняя истолкование.

Нельзя говорить и о достаточном отражении в формуле горно-геологических условий шахтного поля, в формуле фигурирует только величина промышленных запасов. Глубина разработки, по мере увеличения которой возрастают трудности разработки по газоопасности пластов угля, горному давлению в выработках и др., не учитывается. Вместе с тем растут затраты на вскрытие и ведение всех горных работ, а снизить их величину на 1 т добычи нельзя, не увеличивая мощности шахты.

Влияет на мощность шахты и число угольных пластов в шахтном поле и особенно принятых к одновременной разработке. Ведь именно это обстоятельство позволяет разместить то или иное число очистных забоев, работающих одновременно.

Нельзя игнорировать при составлении формулы для определения мощности шахты суммарную мощность угольных пластов, имеющих в шахтном поле и принятых к одновременной разработке.

Все перечисленные показатели залегания, а также угол падения пластов, нагрузка на очистные забои должны находить логически обоснованное отражение в формуле.

На основании многочисленных экспериментов с использованием ЭВМ проф., д-р техн. наук А. С. Малкин рекомендует формулы производственной мощности шахты:

$$A_{\text{ш. г}} = (k_{\text{пл}} + k_{\text{н. о. з}}) \sqrt{Z_{\text{пр}} \frac{m_{\text{о. п}}}{m_{\text{сум}}} k_{\text{гп}}}, \quad (\text{VIII.6})$$

где $k_{\text{пл}}$ — коэффициент, учитывающий влияние числа угольных пластов в шахтном поле $n_{\text{пл}}$ и принятых к одновременной разработке $n_{\text{пл. о. п}}$

$$k_{\text{пл}} = \frac{n_{\text{пл. о. п}} + \sqrt{n_{\text{пл}} - n_{\text{пл. о. п}}}}{\sqrt{n_{\text{пл}}}}; \quad (\text{VIII.7})$$

$k_{\text{н. о. з}}$ — коэффициент, учитывающий влияние нагрузки на очистной забой на уровень проектной мощности шахты

$$k_{\text{н. о. з}} = \sqrt{\psi_6 A_{\text{о. з. м}} \frac{m_{\text{ср}}}{m_{\text{pi}}}}, \quad (\text{VIII.8})$$

где ψ_6 — коэффициент, отражающий степень влияния средней нагрузки на единичный очистной забой на годовую мощность шахты, учитывающий вместе с другими особенностями угольных бассейнов физико-механические свойства пород кровли и почвы. Величина коэффициента приведена ниже.

Бассейн	Донбасс	Карагандинский и Печорский	Кузнецкий, пологое падение	Кузнецкий, крутое падение
ψ_6	0,0006	0,0009	0,0016	0,002

$A_{\text{о. з. м}}$ — месячная нагрузка на очистной забой, т/мес; $m_{\text{ср}}$ — средняя мощность угольных пластов в шахтном поле, м; m_{pi} — мощность i -го пласта, принятого к разработке, для которого рассчитана нагрузка на очистной забой, м; $Z_{\text{пр}}$ — промышленные запасы шахтного поля, тыс. т; $m_{\text{о. п}}$ — мощность всех пластов, принятых к одновременной разработке, м; $m_{\text{сум}}$ — мощность всех рабочих пластов в шахтном поле, м,

$$m_{\text{сум}} = \sum_{i=1}^{n_{\text{пл}}} m_i,$$

$k_{г.л}$ — коэффициент, учитывающий влияние глубины разработки и угла падения угольных пластов:

$$k_{г.л} = 1 + \frac{H_{в.г}}{H_{н.г}}, \quad (\text{VIII.9})$$

где $H_{в.г}$ — глубина верхней границы шахтного поля, м; $H_{н.г}$ — глубина нижней границы шахтного поля, м.

В качестве примера расчета можно принять условия следующей шахты. К разработке приняты два угольных пласта мощностью $m_1 = 1,5$ м, $m_2 = 2,6$ м с углом падения 16° . Глубина разработки по верхней границе 400 м, по нижней — 500 м. Для условий Донецкого бассейна промышленные запасы $Z_{пр} = 100$ млн. т, т. е. $Z_{пр} = 100\,000$ тыс. т, $\psi_6 = 0,0006$. Сначала отрабатывается первый пласт $m_1 = 1,5$ м; длина лавы $l_л = 180$ м, скорость продвижения очистного забоя $v_{о.з} = 1,8$ м/сут, плотность угля $\gamma = 1,4$ т/м³, коэффициент извлечения по выемочному участку (по лаве) $k_{из.о.з} = 0,95$; число рабочих дней очистного забоя в месяце $N_{р.д} = 26$ дней.

При этих данных:

$$k_{пл} = \frac{1+1}{\sqrt{2}} = 1,41; \quad A_{о.з.м} = l_л v_{о.з} m_p \gamma k_{из.о.з} N_{р.д};$$

$$A_{о.з.м} = 180 \cdot 1,8 \cdot 1,5 \cdot 1,4 \cdot 0,95 \cdot 26 = 16\,800 \text{ т/мес};$$

$$k_{н.о.з} = \sqrt{0,0006 \cdot 16\,800 \cdot \frac{2,1}{1,5}} = 3,76;$$

$$k_{г.л} = 1 + \frac{400}{500} = 1,8;$$

$$A_{ш.г} = (1,41 + 3,76) \sqrt{100\,000 \cdot \frac{1,5}{4,1} \cdot 1,8} = 1327 \text{ тыс. т/год}.$$

Из типового ряда мощностей шахт близким значением является 1,5 млн. т/год. При этой мощности $A_{ш.г} = 1,5$ млн. т/год срок службы шахты составит около 70 лет. Реальность полученных значений основных параметров шахты в известных условиях не вызывает сомнений.

Варьируя конкретными характеристиками угольных месторождений и соответственно аргументами формулы, можно установить характер влияния их на мощность шахты.

В частности, число угольных пластов в шахтном поле в одновременной отработке оказывает значительное влияние на мощность шахты, определяя значение коэффициента $k_{пл}$ в диапазоне $(1 - \sqrt{n_{пл}})$, а также суммарную мощность пластов, принятых к одновременной разработке. При этом коэффициент влияния пластов $k_{пл} = 1$ при наличии в шахтном поле одного пласта, а $k_{пл} = \sqrt{n_{пл}}$ — при вовлечении в одновременную отработку всех угольных пластов, находящихся в шахтном поле, т. е. $n_{пл.о.р} = n_{пл}$.

Так, при тех же запасах $Z_{\text{пр}} = 100\,000$ тыс. т, при той же суммарной мощности двух пластов $m_{\text{сум}} = 4,1$ м, вовлеченных в одновременную отработку $n_{\text{пл. о. р}} = 2$, $m_{\text{о. р}} = 4,1$ м, при той же нагрузке на единичный очистной забой $A_{\text{о. з. м}} = 16\,800$ т/мес мощность шахты возрастает:

$$A_{\text{ш. г}} = (1,41 + 3,76) \sqrt{100\,000 \cdot \frac{4,1}{4,1} \cdot 1,8} = 2200 \text{ тыс. т/год.}$$

Увеличение мощности составило около 900 тыс. т/год.

Формула может применяться как в случаях с ограниченными запасами в шахтном поле, так и в случаях с неограниченными запасами. На рис. VIII.4 приведена блок-схема алгоритма расчета проектной мощности шахты, позволяющего изменять (варьировать) размеры шахтного поля, запасы в шахтном поле, длину лавы и скорость подвигания очистного забоя, т. е. нагрузку на очистной забой, число угольных пластов в шахтном поле и в одновременной разработке, суммарную мощность пластов, принятых к одновременной разработке и др.

При том или ином интервале изменения перечисленных аргументов формулы формируется достаточно много возможных вариантов организации шахтного поля и его порядка отработки и в конечном счете — значений проектной мощности шахты. В общем случае мощность шахты возрастает с увеличением промышленных запасов в шахтном поле, нагрузки на единичный очистной забой, с увеличением суммарной мощности угольных пластов в шахтном поле, суммарной мощности пластов, принятых к одновременной разработке и в некоторой степени — с увеличением глубины разработки (рис. VIII.5).

Алгоритмом предусмотрена постановка ограничений технического и технологического порядка как на горно-геологические и пространственные характеристики (аргументы формулы), так и на мощность шахты (функция), на нагрузку на очистной забой (аргумент формулы).

Ряд особенностей приходится учитывать при определении и проектировании мощности шахты на новом горизонте действующих и реконструируемых шахт. Дело в том, что капитальные работы по вскрытию и подготовке нового горизонта направлены на простое воспроизводство выбывающей линии очистных забоев, т. е. на сохранение достигнутой на действующем горизонте нагрузки. Вместе с тем, с увеличением глубины работ неизбежно ухудшаются условия разработки пластов, растет стоимость основных производственных фондов шахты, и, следовательно, ухудшаются ее технико-экономические показатели.

Нейтрализовать отрицательные последствия, вызываемые переходом эксплуатационных работ на более глубокий горизонт, можно, как правило, только путем увеличения мощности шахты. В свою очередь, это возможно при увеличении пропускной способности важнейших технологических звеньев, что требует дополнительных капиталовложений.

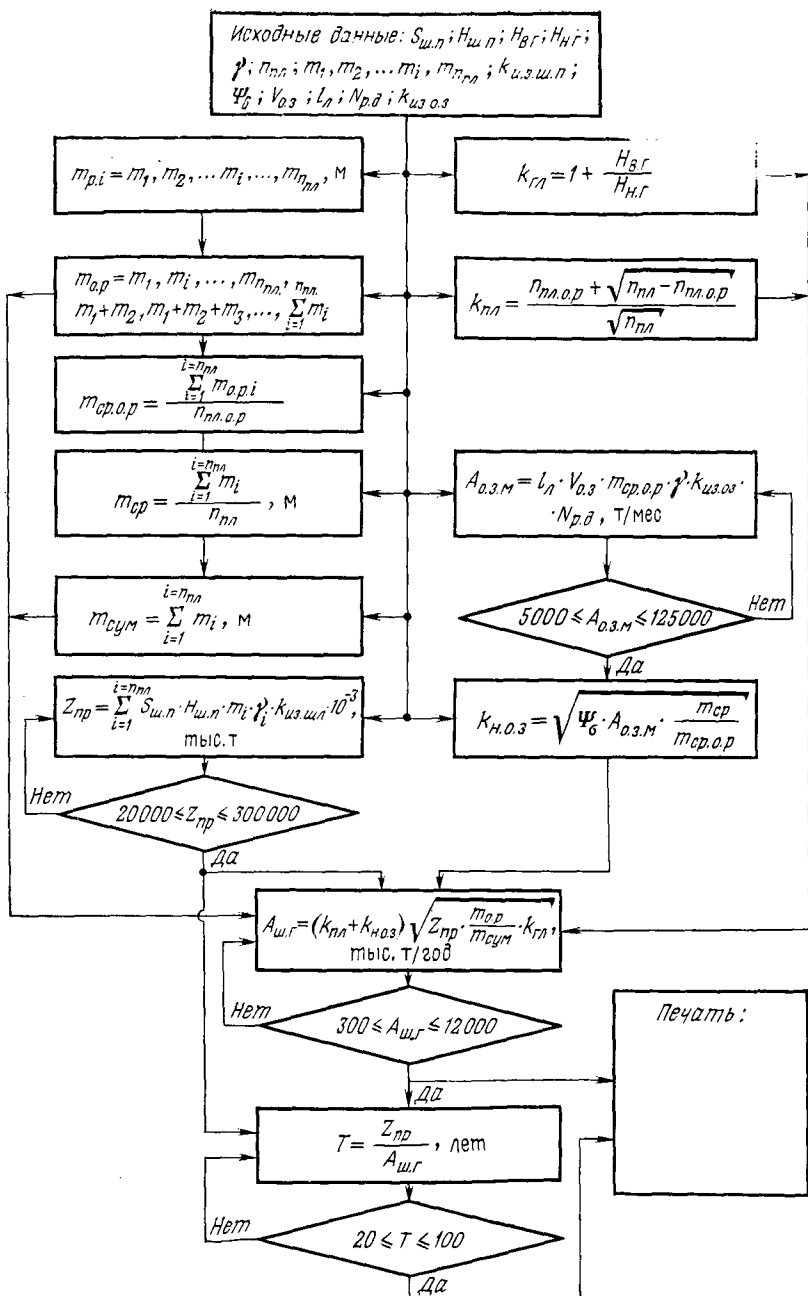


Рис. VIII.4. Блок-схема алгоритма расчета проектной мощности шахты

Выбор вариантов мощности шахты необходимо производить с учетом:

1) заданных значений показателей концентрации работ на новом горизонте, формирующих производственную мощность шахты по возможностям очистных забоев;

2) фактической нагрузки на действующий горизонт $A_{ф.г.}$, являющейся ограничением проектной мощности снизу, и пропускной способности существующих технологических звеньев шахты, ограничивающей мощность шахты сверху.

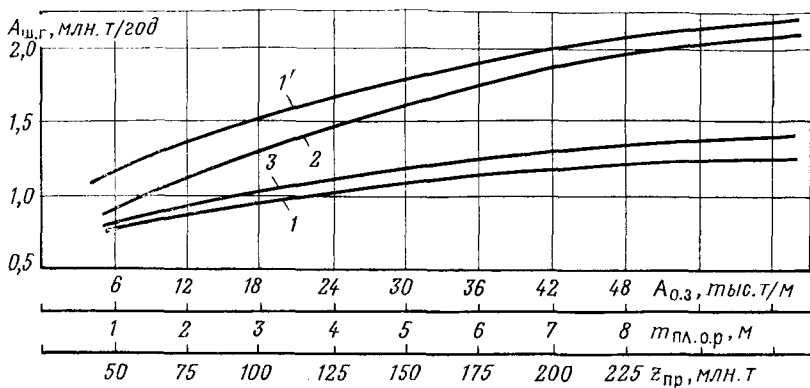


Рис. VIII.5. Зависимость проектной мощности шахты от величины промышленных запасов (1; 1'), мощности одновременно разрабатываемых пластов (2), нагрузки на очистной забой (3)

Основными технологическими звеньями, которые могут лимитировать прирост проектной мощности шахты сверх достигнутой на действующем горизонте, являются: технологический комплекс на поверхности, подъемные установки (угольный, породный, вспомогательный подъемы) и вентиляторы главного проветривания.

Схема цепи аппаратов угольного комплекса зависит от типа подъемных установок. Наиболее распространенным в настоящее время является скиповой подъем угля по вертикальным стволам, при котором транспортная цепочка от ствола до пункта погрузки угля в железнодорожные вагоны представлена, как правило, емкостями (приемным и погрузочным бункерами), ленточными конвейерами, грохотом и питателями бункеров. Если известна пропускная способность действующих на шахте питателей приемного бункера $A_{т.к. пит.}$, грохота $A_{т.к. гр.}$ и конвейера $A_{т.к. конв.}$ ($j = 1, 2, \dots, n_{конв.}$, где $n_{конв.}$ — число последовательно установленных конвейеров в технологической цепи), пропускная способность технологического комплекса на поверхности по угля составляет:

$$A_{т.к. уг} = \min \{ A_{т.к. пит.}, A_{т.к. гр.}, A_{т.к. конв.} \}. \quad (VIII.10)$$

Для увеличения пропускной способности технологического комплекса на поверхности необходимо увеличить производительность

питателя приемного бункера, конвейеров, опрокидывателей, дробилок, а также увеличить емкости бункеров станции погрузки. Эти мероприятия, осуществляемые путем установки дополнительного оборудования или устройства дополнительных сооружений (например, бункеров), не требуют остановки шахты. Существующие здания и сооружения при этом могут быть использованы полностью.

Подавляющая часть затрат (около 70 %) на сооружение технологического комплекса на поверхности не зависит от мощности шахты. Поэтому их абсолютная величина при увеличении пропускной способности комплекса даже в 2 раза возрастает не более чем на 0,6—1,5 млн. руб.

На основании изложенного можно констатировать, что с технической и экономической точек зрения увеличение пропускной способности комплекса на поверхности, требуемое для прироста мощности шахты на новом горизонте, не вызывает затруднений.

Увеличение пропускной способности действующих на шахте угольных подъемов может быть достигнуто путем увеличения емкости скипа, скорости его движения, а также путем уменьшения времени загрузки и разгрузки скипа. Возможности увеличения емкости скипа за счет наращивания скипа бывают, как правило, весьма ограничены, причем в связи с ростом концевой нагрузки это приводит к необходимости замены канатов, подъемных машин, а в ряде случаев и к армировке ствола, увеличению площади его сечения или к проходке нового ствола, замене копра.

Расчеты показывают, что увеличение емкости скипа на 10—20 % требует реконструкции загрузочного устройства и увеличения диаметра подъемного каната. При увеличении емкости скипа на 20—30 % необходимо, кроме того, увеличить мощность электродвигателя подъемной машины, а при увеличении емкости скипа на 50 % — полностью заменить загрузочное устройство и усилить копер.

Увеличение скорости движения скипа возможно также в весьма ограниченных пределах, учитывая незначительный рост высоты подъема при переходе на новый горизонт, причем это мероприятие может потребовать замены подъемной машины. Время загрузки и разгрузки скипа может быть существенно снижено путем применения средств автоматизации.

Это мероприятие, позволяющее увеличить пропускную способность подъема на 7—9 %, во всех случаях может быть осуществлено для снижения общей трудоемкости работ на поверхности.

Таким образом, увеличение пропускной способности действующих угольных подъемов сопряжено, как правило, с необходимостью остановки шахты и значительными работами по замене подъемного оборудования, что возможно в условиях капитальной реконструкции шахты.

Расчетами установлено, что в структуре капитальных затрат на сооружение главных подъемных установок основную часть (более 70 %) составляют затраты, зависящие от производственной мощности шахты и глубины работ. По абсолютной величине они яв-

ляются весьма значительными и достигают нескольких миллионов рублей. Учитывая это, расширение пропускной способности главных подъемных установок для увеличения производственной мощности шахты на новом горизонте, как правило, не рекомендуют, так как оно оказывается невыгодным.

При установлении пропускной способности вентиляторов главного проветривания, следует исходить из следующих соображений.

При вскрытии нового горизонта шахты характеристика шахтной вентиляционной сети изменяется как вследствие роста количества воздуха, необходимого для проветривания выработок из-за увеличения газообильности, так и вследствие возрастания депрессии из-за увеличения количества воздуха и общей длины выработок. Если величина депрессии шахты и количества воздуха выходят за пределы максимально возможных для данного вентилятора, то последний необходимо заменить на более производительный. Регулирование параметров вентилятора в пределах рабочей области осуществляется путем изменения угла установки лопаток и числа оборотов рабочего колеса. В зависимости от этих параметров вентиляторы могут обеспечивать производительность Q_v и давление H_v в пределах:

$$\begin{aligned} Q_{v \max} &\geq Q_v \geq Q_{v \min}; \\ H_{v \max} &\geq H_v \geq H_{v \min}, \end{aligned} \quad (\text{VIII.11})$$

где $Q_{v \min}$, $Q_{v \max}$ — соответственно минимальное и максимальное значения производительности вентиляторов, определяемые его характеристикой; $H_{v \min}$, $H_{v \max}$ — минимальное и максимальное значения давления вентилятора, создаваемые при $Q_{v \max}$ и $Q_{v \min}$ соответственно.

Указанные параметры определяют пропускную способность вентиляторной установки A_v .

Нагрузке на горизонт $A_{г}^p$ соответствует количество воздуха $Q_{\text{возд. г}}$, необходимое для проветривания шахты, и общешахтная депрессия $H_{\text{пр. г}}$.

В конкретных условиях могут иметь место следующие случаи: 1) $Q_{\text{возд. г}} \leq Q_{\text{возд. max}}$ при $H_{\text{пр. г}} \leq H_{v \max}$; 2) $Q_{\text{возд. г}} > Q_{v \max}$ независимо от соотношений депрессий $H_{\text{пр. г}}$ и $H_{v \min}$ или $H_{v \max}$.

В первом случае проектная нагрузка на горизонт может быть обеспечена при использовании существующих средств проветривания, поэтому имеем $A_v \geq A_{г}^p$.

Во втором случае вентиляция является узким звеном, т. е. $A_v < A_{г}^p$, и необходимы либо снижение проектной мощности шахты, либо замена главной вентиляционной установки на новую с характеристиками, соответствующими $Q_{\text{возд. г}}$ и $H_{\text{пр. г}}$. Если при снижении проектной мощности шахты до фактически достигнутого значения на действующем горизонте окажется $Q_{\text{возд. г}} > Q_{v \max}$, то главный вентилятор необходимо заменить наиболее производительным. Полученный при этом резерв пропускной способности

может быть использован для увеличения нагрузки на горизонт сверж $A_{ф.г.}$

Затраты на замену вентиляторов достигают 1,5—2 млн. руб. Учитывая также, что замена вентилятора главного проветривания требует, как правило, частичного или полного прекращения работы шахты в течение продолжительного времени, это мероприятие рекомендуется осуществлять только в тех случаях, когда действующий вентилятор не обеспечивает проектную мощность шахты на новом горизонте, равную фактически достигнутой.

На основании изложенного алгоритм формирования вариантов проектной мощности шахты строится следующим образом.

1. Определяется мощность шахты $A_{ш. горн}$ на новом горизонте по возможностям очистных забоев при заданных значениях показателей концентрации горных работ:

$$A_{ш. горн} = A_{о. з.} n_{о. з.} n_{пан.} n_{бл.} n_{пл.} p. \quad (VIII.12)$$

2. Рассчитывается пропускная способность существующего скипового угольного подъема $A_{ск. под.}$

3. Проверяется условие

$$A_{ф. г} \leq A_{ш. горн} \leq A_{ск. под.} \quad (VIII.13)$$

При $A_{ш. горн} < A_{ф. г}$ или при $A_{ш. горн} > A_{ск. под.}$ необходимо переформировать $A_{ш. горн}$, изменив значения показателей концентрации горных работ.

4. Если условие (VIII.13) выполняется, текущее значение мощности $A_{г. j}^p$ принимается равным $A_{ш. горн}$ и осуществляется проверка соответствия этого значения пропускной способности вспомогательной подъемной установки.

5. Сформированное значение $A_{г. j}^p$ проверяется по пропускной способности вентилятора главного проветривания. Если $Q_{возд. г.} > Q_{тах}^в$ и $H_{пр. г.} > H_{в. тах.}$, существующий вентилятор не обеспечит проектной мощности шахты и ее необходимо уменьшить до $A_{ф. г.}$. При $A_{г. j}^p = A_{ф. г.}$ определяется $Q_{возд. г. ф.}$ и $H_{пр. г. ф.}$, которые затем сопоставляются с характеристиками вентилятора $Q_{в. тах.}$ и $H_{в. тах.}$. Если и в этом случае окажется, что $Q_{возд. г. ф.} > Q_{тах}^в$ при $H_{пр. г. ф.} > H_{в. тах.}$, то существующий вентилятор необходимо заменить новым с характеристиками $Q_{в. тах. н.} > Q_{в. тах. ф.}$ и $H_{в. тах. н.} > H_{в. тах. ф.}$

6. Переходят к проверке пропускной способности технологического комплекса на поверхности. Для этого определяются значения $A_{т. к. уг.}$ и $A_{т. к. пор.}$ которые сравниваются с величиной $A_{г. j}^p$.

При $A_{т. к. уг.} < A_{г. j}^p$ необходимо расширение угольного технологического комплекса, а при $A_{т. к. пор.} < A_{г. j}^p$ — породного технологического комплекса.

Окончательное значение варианта проектной мощности шахты на новом горизонте формируется при следующих условиях:

$$A_{ф. г} \leq A_{г. j}^p \leq \min \{ A_{ск. под.}, A_{всп. п.} \}; \quad (VIII.14)$$

$$\Delta K_{\text{в}} > 0 \text{ при } A_{\text{в}} < A_{\text{ф. г}};$$

$$\Delta K_{\text{т. к}} > 0 \text{ при } A_{\text{т. к. уг}} < A_{\text{ск. под}};$$

(VIII.15)

или

$$\Delta K_{\text{т. к}} > 0 \text{ при } A_{\text{т. к. пор}} < A_{\text{г. j}}^{\text{P}},$$

где $\Delta K_{\text{в}}$, $\Delta K_{\text{т. к}}$ — капитальные затраты на расширение пропускной способности вентиляторов главного проветривания и технологического комплекса на поверхности.

VIII.3. ОПРЕДЕЛЕНИЕ НАГРУЗКИ НА ОЧИСТНЫЕ ЗАБОИ

Прогрессивный уровень нагрузки на очистной забой следует устанавливать путем изучения влияния нагрузки на производительность труда рабочих по добыче, себестоимость и приведенные затраты. Корреляционные зависимости экономических показателей очистного забоя от нагрузки на очистной забой строятся по фактическим данным для каждого забоя, а для показателей по шахте — по среднединамической нагрузке на очистной забой за год (рис. VIII.6).

Анализ приведенных графиков показывает, в частности, что с точки зрения показателей по очистному забою увеличение нагрузки даже за пределами 2600 т/сут благоприятно сказывается на их уровне. Однако наиболее сильно рост нагрузки сказывается на улучшении технико-экономических показателей

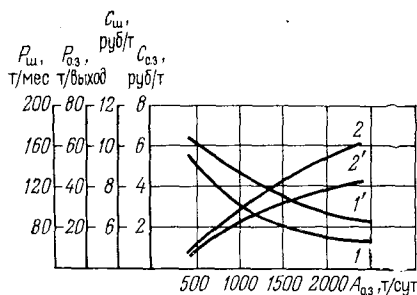


Рис. VIII.6. Зависимость экономических показателей от нагрузки на очистной забой:

1 — для себестоимости по очистному забою [$C_{\text{о.з}} = f(A_{\text{о.з}})$]; 1' — для себестоимости по шахте [$C_{\text{ш}} = f(A_{\text{о.з}})$]; 2' — для производительности труда по шахте [$P_{\text{ш}} = f(A_{\text{о.з}})$]; 2 — для производительности труда по очистному забою на выход [$P_{\text{о.з}} = f(A_{\text{о.з}})$]

до 2200 т/сут (кривые 1, 2), хотя производительность труда продолжает увеличиваться столь же интенсивно (кривая 2) и за 2200 т. Что касается показателей по шахте, то и производительность труда (кривая 2'), и себестоимость (кривая 1') продолжает заметно улучшаться до нагрузки на очистной забой в 2600 т/сут и более. Исходя из этих результатов, можно принять уровень нагрузки на очистной забой на менее 2600 т/сут ($A_{\text{о.з}} \geq 2600$ т/сут).

При экономико-математическом моделировании нагрузку на очистной забой обычно ограничивают технически возможным значением. Исследования показывают, что уровень приведенных затрат снижается с ростом нагрузки на очистной забой вплоть до 5—10 тыс. т/сут. Считалось, что максимально возможная по орга-

низационно-техническим условиям и допустимая по фактору вентиляции нагрузка на очистной забой одновременно является и оптимальной. Неоднократные проверки подтверждали этот тезис в пределах принятых (до 1000 т/сут) нагрузок. С появлением технических и организационных возможностей для повышения нагрузки на очистной забой до 5—10 тыс. т/сут представления об оптимальной нагрузке изменились. Значительный рост нагрузки на забой обусловил значительное увеличение сечений или проведение дополнительных горных выработок, применения дорогостоящего оборудования и специальных схем проветривания, требующих дополнительных затрат. Во всяком случае рост нагрузки на очистной забой, начиная с некоторого уровня, может не сопровождаться значительным снижением затрат на 1 т добычи.

Исходя из сказанного, в качестве условно оптимального значения нагрузки на очистной забой следует считать величину, получаемую расчетом по известным аналитическим формулам. Для расчета нагрузки при струговой фронтальной и фланговой комбайновой выемке можно пользоваться формулами (VIII.16) и (VIII.17) соответственно:

$$A_{o.з.с} = \frac{n_{см} (T_{см} - t_{п.з}) m B l_{л} v_p \gamma 3600}{60 T_k v_p + m B l_{л} v_p \gamma z_p t_3 60 + l_{л} \left(\frac{1}{k_r} + \frac{1}{k_{э.о}} - 1 \right)}; \quad (\text{VIII.16})$$

$$A_{o.з.с} = \frac{n_{см} (T_{см} - t_{п.з}) m B l_{л} v_p \gamma 60}{v_p (T'_з + T_k) + m B l_{л} v_p \gamma z_p t_3 + l_{л} \left(\frac{1}{k_r} + \frac{1}{k_{э.о}} - 1 \right)}, \quad (\text{VIII.17})$$

где $n_{см}$ — число добычных смен, равное 2—3; $T_{см}$ — продолжительность смены, равная 6—7 ч; $t_{п.з}$ — время на подготовительно-заключительные операции, равное 0,3—1 ч; m — мощность пласта, м; B — глубина строгания (ширина захвата) струга (комбайна), м; $B_{стр} = 0,05—0,1$ м; $B_{захв} = 0,63—1$ м; v_p , v_n — скорость соответственно резания и подачи струга (комбайна), м/с (м/мин); γ — плотность угля, т/м³; T_k — время на концевые операции за цикл, мин, для струга равное 0,1—0,5 мин; для комбайна, равное 10—30 мин; $l_{л}$ — длина лавы, м; $T'_з$ — время на подготовку и зачистку забоя за цикл, равное 20—60 мин; z_p — удельный расход резцов, шт/т, для струга, равный 0,005—0,01; для комбайна, равный 0,01—0,03; t_3 — время на замену одного резца для струга, равное 3—6 мин; для комбайна, равное 1—5 мин; k_r — коэффициент готовности агрегата или механизированного комплекса, равный 0,7—0,9; $k_{э.о}$ — коэффициент, учитывающий эксплуатационно-организационные потери времени в лаве, равный 0,6—0,9.

Число параметров, определяющих нагрузку на очистной забой, значительное.

Если принять обоснованные значения $t_{п.з}$, z_p , t_3 , T_k , $T'_з$, то нагрузка на очистной забой будет зависеть от скорости резания v_p (подачи v_n) и возрастать с увеличением глубины строгания (захвата)

B , с ростом коэффициента готовности и снижением эксплуатационно-организационных потерь.

Вполне очевидно, что с течением времени ряд параметров меняется. Так, глубину строгания можно считать реальной 0,05 и 0,10 м, возможной 0,15 м. В настоящее время можно считать освоенной скорость резания $v_p = 0,5-1$ м/с, реальной в пределах этапа 1,5 м/с и возможной — 2 м/с. С длиной лавы непосредственно связаны два важных показателя k_r и $k_{з.о}$.

Оба эти коэффициента могут изменяться с течением времени. Если на начало этапа в развитии шахты значения этих коэффициентов, например, равны соответственно для лав длиной 100—300 м; $k_{r100} = 0,8$; $k_{r300} = 0,7$; $k_{з.о100} = 0,7$; $k_{з.о300} = 0,65$, то реальными через 5—10 лет будут коэффициенты: $k_{r100} = 0,85$, $k_{r300} = 0,8$; $k_{з.о100} = 0,8$, $k_{з.о300} = 0,75$.

Закономерности изменения коэффициентов потерь времени необходимо выявить на базе статистических данных по потерям времени на устранение аварий и неполадок в очистном забое, оснащенном тем или иным оборудованием. Лучшие бригады горняков доказывают, что общий коэффициент, учитывающий потери времени в очистном забое, превышает 0,5, т. е. $k_{об} = k_r k_{з.о} \geq 0,5$.

Другие параметры формул, например T_k , t_z , z_p , могут изменяться на протяжении этапа. Однако эти изменения носят случайный характер и могут не учитываться. Таким образом, представляется возможным рассчитать максимальную нагрузку на очистной забой реальной на начало этапа и на весь срок развития шахты в пределах длительности этапа.

Для двухсменного 7-часового режима работы очистных забоев по добыче ($n_{см} = 2$) и мощности пласта ($m = 1,5$ м) с плотностью угля $\gamma = 1,4$ при длине лавы 200 м максимальная нагрузка на очистной забой при струговой выемке составляет на начало этапа, формула (VIII.16):

$$\begin{aligned} A_{о.з.с. стр} &= \\ &= \frac{2(7 - 0,5) \cdot 1,5 \cdot 0,1 \cdot 1 \cdot 200 \cdot 1,4 \cdot 3600}{0,5 \cdot 60 \cdot 1,0 + 1,5 \cdot 0,1 \cdot 1 \cdot 200 \cdot 1,4 \cdot 0,005 \cdot 5 \cdot 60 + 200 \left(\frac{1}{0,75} + \frac{1}{0,72} - 1 \right)} = \\ &= 4500 \text{ т/сут.} \end{aligned}$$

При комбайновой выемке угля на пластах мощностью $m = 1,5$ м при длине лавы $L_n = 200$ м и при двухсменном добычном режиме нагрузка на очистной забой составляет:

$$\begin{aligned} A_{о.з.с. комб} &= \\ &= \frac{2(7 - 0,5) \cdot 1,5 \cdot 0,63 \cdot 1,4 \cdot 200 \cdot 4 \cdot 60}{4(40 + 30) + 1,5 \cdot 0,63 \cdot 1,4 \cdot 200 \cdot 0,02 \cdot 4 \cdot 4 + 200 \left(\frac{1}{0,8} + \frac{1}{0,7} - 1 \right)} \approx \\ &\approx 1800 \text{ т/сут.} \end{aligned}$$

Важным в этих расчетах является то, что нагрузка на очистной забой существенно зависит от коэффициента готовности очистного

агрегата и коэффициента эксплуатационно-организационных потерь времени в забое. Значения этих коэффициентов, в свою очередь, связаны с длиной лавы и уменьшаются с ее ростом. В связи с этим максимальная нагрузка на очистной забой обязательно соответствует максимальной длине лавы.

Дальнейшее усиление роли надежности элементов технологии работы очистных забоев при расчете нагрузки выражается в использовании коэффициента машинного времени. Обобщающий смысл коэффициента машинного времени заключается в том, что его величина учитывает все плановые и случайные остановки технологических процессов в очистном забое, все потери рабочего времени. Численно коэффициент машинного времени выражается отношением времени работы очистного забоя по добыче ко всему времени, затрачиваемому в течение выполнения одного цикла работ. В состав цикла наряду со временем производительной работы выемочной машины на выполнение вспомогательных и подготовительно-заключительных операций при выемке, зачистке, передвижке крепи и конвейера входит время на непредвиденные перемены при выполнении этих операций, на отдых машиниста при выемке и зачистке и др.:

$$k_m = \frac{T_{\text{произв}}}{T_{\text{об}}}.$$

Естественно, что коэффициент машинного времени очистного забоя зависит не только от внутрилавных причин и факторов, но и от внелавных. В частности, плохое состояние сопряжения лавы со штреком, низкая надежность транспортных средств в выемочных выработках снижают коэффициент машинного времени. С учетом этих обстоятельств аналитическое определение величины коэффициента машинного времени очистного забоя и выемочного участка представляет собой самостоятельную и сложную задачу.

Методика определения коэффициента машинного времени в каждом конкретном случае расчета нагрузки на очистной забой разработана ИГД им. А. А. Скочинского. (Методика расчета нагрузки на очистные забои. М., изд. ИГД им. А. А. Скочинского, 1976). По этой методике коэффициент машинного времени k_m определяется графически или аналитически в зависимости от коэффициентов готовности очистного забоя по группам последовательных, т. е. возникающих только при работе комбайна и параллельных (возникающих с одинаковой вероятностью как при работе комбайна, так и при его остановке) перерывов. Значения последних рассчитываются с учетом нормативов времени на неперекрываемые технологические перерывы, необходимые для вспомогательных операций, обмена вагонеток, зарядания и взрывания шпуров в нишах, зачистки лавы и др., а также коэффициентов готовности элементов комплекса оборудования — комбайна, механизированной крепи и конвейера, транспортной цепочки от очистного забоя до выемочного ствола. Подробная методика необходимых при этом расчетов приведена в выше упомянутой работе ИГД им. А. А. Скочинского.

Практика показывает, что величина коэффициента машинного времени очистных забоев (k_m), оборудованных узкозахватной техникой и механизированными комплексами, изменяется от 0,3 до 0,75. Нагрузка на очистной забой

$$A_{o.z.c} = F_{o.z.c} m \gamma k_{из.с.р.} \quad (VIII.18)$$

где $F_{o.z.c}$ — площадь выемки угольного пласта за сутки, m^2 ,

$$F_{o.z.c} = 60 v_{п} B_{захв} T_{см} n_{см} k_m.$$

Тогда

$$A_{o.z.c} = 60 v_{п} B_{захв} T_{см} n_{см} k_m m \gamma c. \quad (VIII.19)$$

При $v_{п} = 2$ м/мин; $B_{захв} = 0,6$ м; $T_{см} = 6$ ч; $n_{см} = 3$; $k_m = 0,5$; $m = 2$ м; $\gamma = 1,4$ т/м³; $k_{из.с.р.} = 0,98$ нагрузка на очистной забой $A_{o.z.c} = 60 \cdot 2 \cdot 0,6 \cdot 6 \cdot 3 \cdot 0,5 \cdot 2 \cdot 1,4 \cdot 0,98 = 1775$ т/сут.

Далее производится проверочный расчет нагрузки на очистной забой по условиям вентиляции (см. § VIII.7).

VIII.4. ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЗМЕРОВ БЛОКОВ, ПАНЕЛЕЙ, ГОРИЗОНТОВ, ВЫЕМОЧНЫХ ПОЛЕЙ

Определение всех параметров при проектировании строительства новых или реконструкции действующих шахт производится комплексно с помощью единой экономико-математической модели шахты. В тех случаях, когда некоторые из указанных параметров известны, другие могут быть определены методом дифференцирования целевой функции менее общих экономико-математических моделей.

Определение размеров блоков. С увеличением размеров блока по простиранию S_6 и падению H_6 одни затраты (на транспорт, поддержание выработок, водоотлив и проветривание), отнесенные к 1 т запасов, увеличиваются, а другие (на строительство и оборудование зданий и сооружений на поверхности, проведение стволов и околоствольных дворов, квершлагов) уменьшаются. Поэтому можно найти такие размеры блока, при которых сумма удельных затрат, отнесенная к 1 т запасов, будет минимальной.

Так как размеры блока определяются двумя параметрами — размерами по простиранию и падению, то необходимо все затраты выразить как функцию двух переменных — длины блока по простиранию и длины блока по падению. При панельной схеме подготовки блока размеры по простиранию и панели и блока можно изменять непрерывно, размеры же по падению — кратны длине яруса. Поэтому размеры по падению нужно выражать числом ярусов.

Размеры блока при вскрытии свиты пологих пластов вертикальными стволами и капитальным квершлагом при панельной схеме подготовки (рис. VIII.7) определяют путем дифференцирования функции всех затрат, производимых при разработке блока и зависящих от этих размеров [26]. Эта задача может быть решена, когда размеры панели по простиранию известны и когда они неизвестны.

В результате соответствующих математических преобразований решение задачи сводится к вычислению формул:

$$S_{6I} = \sqrt{\frac{c_5}{n_{яр}c_1} + \frac{c_2}{c_1}}; \quad (\text{VIII.20})$$

$$S_{6II} = \frac{c_5}{c_3 n_{яр}^2 - c_4}. \quad (\text{VIII.21})$$

Если известно, S_6 , то $n_{яр}$ находим из уравнения (VIII.21), если же известно значение $n_{яр}$, то S_6 определяем из уравнения (VIII.20).

Значения коэффициентов c_1, c_2, c_3, c_4 и c_5 , которые в целевой функции фигурируют при неизвестных

$$S_6, \quad \frac{1}{S_6}, \quad n_{яр}, \quad \frac{1}{n_{яр}}, \quad \frac{1}{S_{пан}},$$

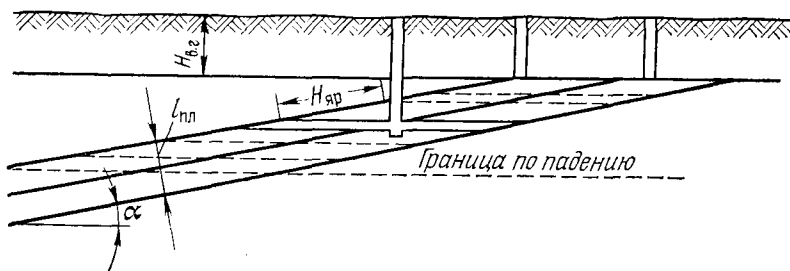


Рис. VIII.7. Схема вскрытия шахтного поля (блока) вертикальными стволами и капитальным квершлагом

вычисляются по следующим формулам:

$$\begin{aligned} c_1 &= \frac{1}{4A_{б.г}} (\Sigma C_{подд. о. ш} m_{п. д} + C_{I.p. о. ш} A_{б.г}); \\ c_2 &= \frac{H_{яр} \sin \alpha \Sigma K_{ст} m_{п. д} v_{о.з}}{A_{б.г}}; \\ c_3 &= \frac{H_{яр}}{2A_{б.г}} \left[\sin \alpha \Sigma C_{подд. ст} + \frac{\Sigma C_{подд. у. х} m_{п. д}}{4} + \right. \\ &\quad + \frac{\Sigma C_{подд. бр. х} m_{п. д}}{4} + \sin \alpha A_{б.г} (C_{тр. ст} + C_{вод. ст} \omega) + \\ &\quad + \frac{C_{тр. бр}}{3} A_{б.г} + \left. \frac{A_{б.г}}{4} (C_{тр. ук} + C_{вод. ук} \omega) \right]; \\ c_4 &= \frac{2v_{о.з} m_{п. д}}{A_{б.г}} \left[\Sigma K_{о. ш} - \frac{\Sigma K_{бр} H_{яр}}{S_{пан}} + \right. \\ &\quad + \left. \frac{2 \Sigma K_{кам} m_{п. д}}{S_{пан}} + \frac{H_{в.г} \Sigma K_{шур}}{S_{пан}} \right]; \end{aligned} \quad (\text{VIII.22})$$

$$c_6 = \frac{2v_{0.3} m_{п.д}}{A_{б.г}} \left[H_{в.г} \Sigma K_{ст} + \frac{l_{пл} \Sigma K_{кв}}{\sin \alpha} + K_{пов.бл} + K_{о.д} - \Sigma K_{о.ш} S_{пан} \right],$$

где $A_{б.г}$ — производительность блока, т/год; $K_{пов.бл}$ — стоимость всех наземных сооружений шахты, приходящаяся на один блок (зданий, механизмов и оборудования, руб); $K_{о.д}$ — стоимость околоствольного двора с оборудованием, руб; S_6 — размер блока по простиранию, м; $H_{в.г}$ — расстояние от поверхности до верхней границы шахтного поля, м; $\Sigma C_{подд.о.ш}$; $\Sigma C_{подд.ст}$; $\Sigma C_{подд.у.х}$; $\Sigma C_{подд.бр}$; $\Sigma C_{подд.и}$ — суммарная стоимость поддержания 1 м соответственно штреков, стволов, уклонов, бремсбергов с ходками или в общем виде i -й выработки в год, руб/м; $\Sigma K_{ст}$, $\Sigma K_{шур}$ — стоимость проведения или углубки 1 м вертикальных стволов, шурфов, руб/м; $\Sigma K_{кв}$ — стоимость проведения 1 м квершлага, руб/м; $\Sigma K_{о.ш}$, $\Sigma K_{бр}$, $\Sigma K_{ход}$ — суммарная стоимость проведения 1 м соответственно основных штреков, бремсбергов и ходков, руб/м, $K_{кам}$ — стоимость проведения камер, руб; $H_{яр}$ — длина яруса (этажа) по падению, м; $n_{яр}$ — число ярусов (этажей) в блоке;

$$n_{яр.бр} = n_{яр.укл} = \frac{n_{яр.бл}}{2};$$

$l_{пл}$ — расстояние между крайними пластами по нормали, м; $S_{пан}$ — размер панели по простиранию, м; $v_{0.3}$ — годовая скорость продвижения очистных забоев, м/год; $m_{п}$, $m_{п.д}$ — соответственно общее число панелей по простиранию в блоке и действующих одновременно; $C_{тр.бр}$; $C_{тр.ст}$; $C_{тр.ук}$; $C_{тр.о.ш}$ — стоимость транспортирования 1 т угля соответственно по бремсбергу, стволу, уклону и по основному штреку, руб/т; $C_{вод.ст}$; $C_{вод.ук}$ — стоимость водоотлива 1 м³ воды, отнесенная к 1 м ствола, уклона, руб; ω — коэффициент водообильности, м³/т; α — угол падения пластов, градус.

Определение размеров шахтного поля (блока) при вскрытии вертикальными стволами и погоризонтными квершлагами при панельной подготовке (рис. VIII.8) производится аналогичным образом.

Решение задачи требует предварительно определить расстояние между горизонтами и рациональный размер панели по простиранию.

Определяя число горизонтов n_r и панелей $m_{п}$ в шахтном поле или в блоке при известных их размерах, тем самым находим размеры блока или шахтного поля;

$$m_{п} = \sqrt{\frac{c_2 + \frac{c_5}{n_r} + c_8 n_r}{c_1 - \frac{c_7}{n_r}}}; \quad (\text{VIII.23})$$

$$n_r = \sqrt{\frac{c_4 - c_7 m_{\Pi} + \frac{c_5}{m_{\Pi}}}{c_3 + \frac{c_6}{m_{\Pi}}}}; \quad (\text{VIII.24})$$

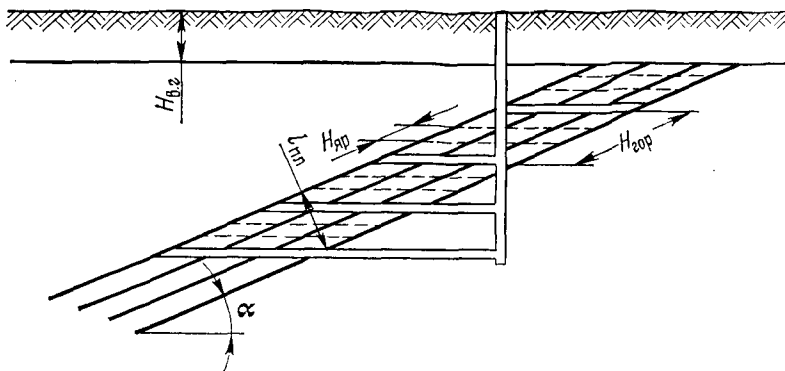


Рис. VIII.8. Схема вскрытия шахтного поля вертикальными стволами и погоризонтными квершлагами

$$\begin{aligned} c_1 &= \frac{S_{\text{пан}}}{2A_{\text{ш.г}}} \left(\Sigma C_{\text{подд. о. ш}} m_{\text{п.д}} + \frac{C_{\text{тр. о. ш}} A_{\text{ш.г}}}{2} \right); \\ c_2 &= \frac{2v_{\text{о.з}} H_{\text{яр}} m_{\text{п.д}}}{A_{\text{ш.г}} S_{\text{пан}} H_{\text{г}}} (K_{\text{о.д}} + \Sigma K_{\text{ст}} H_{\text{г}} m_{\text{п.д}} + \\ &+ \frac{l_{\text{пл}} K_{\text{кв}}}{2 \sin \alpha} + \Sigma K_{\text{о.ш}} H_{\text{г}}); \\ c_3 &= \frac{H_{\text{г}}}{2A_{\text{ш.г}}} \left[\sin \alpha \Sigma C_{\text{подд. ст}} + \frac{\cos \alpha C_{\text{подд. кв}}}{2} + \right. \\ &+ \sin \alpha (C_{\text{тр. ст}} + C_{\text{вод. ст}} \omega) A_{\text{ш.г}} + \left. \frac{\cos \alpha C_{\text{тр. кв}}}{4} A_{\text{ш.г}} \right]; \quad (\text{VIII.25}) \\ c_4 &= \frac{m_{\text{п.д}} H_{\text{в.г}}}{A_{\text{ш.г}}} \left(\frac{2v_{\text{о.з}} \Sigma K_{\text{шур}}}{S_{\text{пан}} H_{\text{г}}} + \Sigma C_{\text{подд. шур}} \right); \\ c_5 &= \frac{2v_{\text{о.з}} H_{\text{яр}} m_{\text{п.д}}}{A_{\text{ш.г}} S_{\text{пан}} H_{\text{г}}} (K_{\text{пов. ш}} + H_{\text{в.г}} \Sigma K_{\text{ст}}); \\ c_6 &= \frac{v_{\text{о.з}} H_{\text{яр}} m_{\text{п.д}} \cos \alpha}{2A_{\text{ш.г}} S_{\text{пан}}} K_{\text{кв}}; \\ c_7 &= \frac{S_{\text{пан}} m_{\text{п.д}}}{4A_{\text{ш.г}}} \Sigma C_{\text{подд. о. ш}}. \end{aligned}$$

Определение размеров шахтного поля $S_{ш.п}$ и блока S_6 при вскрытии свиты крутых пластов вертикальными стволами и этажными квершлагами производится по формулам:

$$S_I = \sqrt{\frac{c_2}{c_1} + \frac{c_5}{c_1 n_{эт}}}; \quad (\text{VIII.26})$$

$$S_{II} = \frac{c_5}{c_3 n_{эт}^2 - c_4}. \quad (\text{VIII.27})$$

Значения постоянных коэффициентов c_i следующие:

$$\begin{aligned} c_1 &= \frac{\Sigma C_{\text{подд. эт. ш}}}{A_{ш.г}} + \frac{C_{\text{тр. эт. ш}}}{4}; \\ c_2 &= \frac{2v_{0.3}}{A_{ш.г}} \left(\Sigma K_{\text{ст}} H_{\text{эт}} \sin \alpha + K_{\text{о.д}} + \frac{l_{\text{пл}} K_{\text{кв}}}{\sin \alpha} \right); \\ c_3 &= \frac{H_{\text{эт}} \sin \alpha}{2} \left(\frac{\Sigma C_{\text{подд. эт. ш}}}{A_{ш.г}} + C_{\text{тр. ст}} + C_{\text{вод. ст}} \omega \right); \quad (\text{VIII.28}) \\ c_4 &= \frac{2v_{0.3}}{A_{ш.г}} \Sigma K_{\text{эт. ш}}; \\ c_5 &= \frac{2v_{0.3}}{A_{ш.г}} \left(H_{в.г} \Sigma K_{\text{ст}} + K_{\text{пов. ш}} + \frac{l_{\text{пл}} K_{\text{кв}}}{\sin \alpha} \right), \end{aligned}$$

где $A_{ш.г}$ — производственная мощность шахты, т/год; $H_{г}$ — наклонная высота горизонта, м; $K_{\text{пов. ш}}$ — стоимость зданий, сооружений, оборудования на поверхности шахты, руб; $\Sigma C_{\text{подд. кв}}$; $\Sigma C_{\text{подд. эт. ш}}$; $\Sigma C_{\text{подд. шур}}$ — соответственно стоимость поддержания квершлагов, этажных штреков и шурфов в год, руб; $H_{\text{эт}}$ — наклонная высота этажа, м; $C_{\text{тр. эт. ш}}$ — стоимость транспорта по этажным штрекам, руб/т км; $n_{г}$, $n_{\text{эт}}$ — число соответственно горизонтов и этажей в шахтном поле.

Определение высоты горизонта. Основным параметром при погоризонтном вскрытии является расстояние между горизонтами. С увеличением этого расстояния затраты на проведение выработок (околоствольного двора, квершлагов, основных штреков, камер и др.), отнесенных к 1 т запасов, будут уменьшаться, а затраты на поддержание бремсбергов, ходков и транспортирование по бремсбергам будут увеличиваться. Таким образом, должно существовать оптимальное расстояние между горизонтами, при котором сумма затрат, отнесенная к 1 т запасов, будет минимальной.

Размеры горизонтов на действующих шахтах при этажной подготовке находятся в пределах 80—800 м по падению, при наиболее распространенных значениях 120—400 м. При погоризонтной подготовке и отработке пластов лавами по падению — восстанию наклонная высота горизонтов находится в диапазоне 400—2500 м чаще — 750—1500 м. Длина выемочного поля при этажной подготовке обычно составляет 800—1200 м, а выемочного столба при погоризонтной подготовке 750—1500 м и достигает 2500 м.

В соответствии со схемой вскрытия, представленной на рис. VIII.9, следует определять затраты на проведение, поддержание выработок и транспортирование в пределах одного горизонта.

После дифференцирования целевой функции и дополнительных преобразований можно получить формулу для определения высоты горизонта:

$$H_r = \sqrt{\frac{2m_{п. д} v_{о. з} c'_1}{H_{яр} S_{пан} m_{п} c'_2}}, \quad (\text{VIII.29})$$

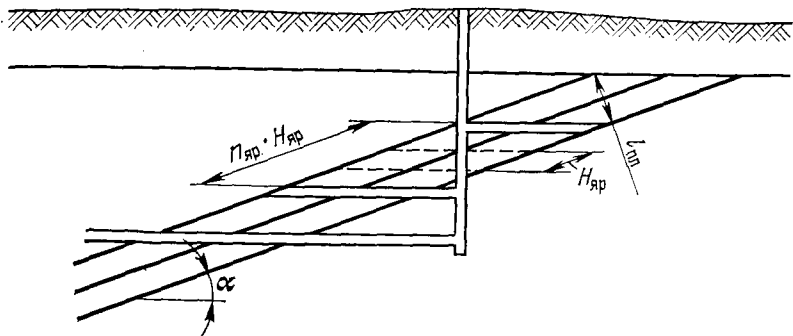


Рис. VIII.9. Схема к расчету высоты горизонта (шага углубки стволов)

$$\begin{aligned} c'_1 &= K_{об. уг} + K_{о. д} + \frac{l_{пл} K_{кв}}{\sin \alpha} + S_{пан} (m_{п} - 1) \Sigma K_{о. ш} + \\ &+ m_{п} (\Sigma K_{кам} - \Sigma K_{бр} H_{яр}); \\ c'_2 &= \frac{\Sigma C_{подд. бр} m_{п. д}}{2} + \Sigma C_{подд. х} m_{п. д} + \\ &+ \frac{C_{тр. бр} A_{ш. г}}{2} + A_{ш. г} \cos \alpha (N - N_1) C_{тр. кв} + \\ &+ A_{ш. г} \sin \alpha (C_{тр. ст} + C_{вод. ст \omega}). \end{aligned} \quad (\text{VIII.30})$$

При этажной подготовке $m_{п. д}$ и $m_{п}$ равны 1, тогда

$$H_r = \sqrt{\frac{2v_{о. з} c''_1}{H_{эт} S_{пан} c''_2}}, \quad (\text{VIII.31})$$

где

$$\begin{aligned} c''_1 &= K_{об. уг} + K_{о. д} + \frac{l_{пл} K_{кв}}{\sin \alpha} + \Sigma K_{кам} - \Sigma K_{бр} H_{эт}; \\ c''_2 &= \frac{\Sigma C_{подд. бр}}{2} + \Sigma C_{подд. х} + \frac{C_{тр. бр} A_{ш. г}}{2} + \\ &+ A_{ш. г} \cos \alpha (N - N_1) C_{тр. кв} + A_{ш. г} \sin \alpha (C_{тр. ст} + C_{вод. ст \omega}). \end{aligned} \quad (\text{VIII.32})$$

Выше был рассмотрен случай работы только бремсберговыми полями. При работе бремсберговыми и уклонными полями значение H_r определяется по формуле (VIII.29), но значения c'_1 и c'_2 будут другими, а именно:

$$\begin{aligned} c'_1 &= K_{об. уг} + K_{о. д} + \frac{l_{пл} K_{кв}}{\sin \alpha} - H_{яр} m_{п} \Sigma K_{бр} + \\ &+ 2 \Sigma K_{кам} m_{п} + S_{пан} (m_{п} - 1) \Sigma K_{о. ш}; \\ c'_2 &= \frac{\Sigma C_{подд. бр} \Phi^2 m_{п. д}}{2} + \Sigma C_{подд. х} \Phi^2 m_{п. д} + \\ &+ \frac{(1 - \Phi)^2 (\Sigma C_{подд. х} + \Sigma_{подд. ук}) m_{п. д}}{2} + \\ &+ \frac{A_{ш. г} \Phi^2 C_{тр. бр}}{2} + \frac{A_{ш. г} (1 - \Phi)^2 (C_{тр. ук} + C_{вод. ук \omega})}{2} + \\ &+ A_{ш. г} \cos \alpha (N - N_1) C_{тр. кв} + A_{ш. г} \sin \alpha (C_{тр. ст} + C_{вод. ст \omega}), \end{aligned} \quad (VIII.33)$$

где Φ — отношение числа ярусов в бремсберговом поле к общему числу ярусов в горизонте.

Пользуясь изложенным выше методом, можно решать вопрос об оптимальном расстоянии между горизонтами при других схемах вскрытия и обработки горизонта.

Ниже приведены формулы для расчета шага углубки стволов при вскрытии погоризонтными квершлагами или гезенками с обработкой запасов горизонта длинными столбами по восстанию. При вскрытии свиты пластов погоризонтными квершлагами или гезенками и панельной подготовке шаг углубки стволов может быть определен по формуле (VIII.29). Значения c'_1 и c'_2 следующие:

$$\begin{aligned} c'_1 &= K_{об. уг} + K_{о. д} + \frac{l_{пл} \Sigma K_{кв}}{\sin \alpha} + m_{п} \Sigma K_{кам} + \\ &+ S_{пан} (m_{п} - 1) \Sigma K_{о. ш}; \\ c'_2 &= m_{п. д} \Sigma C_{подд. х} + A_{ш. г} \cos \alpha (N - N_1) C_{тр. кв} + \\ &+ A_{ш. г} \sin \alpha (C_{тр. ст} + C_{вод. ст \omega}) + \frac{\sin \alpha M v_{о. з} m_{п. д} K_{гез}}{S_{пан}}, \end{aligned} \quad (VIII.34)$$

где M — число групп пластов; $K_{гез}$ — стоимость проведения 1 м гезенка, руб/м.

При этажном способе подготовки шаг углубки стволов может быть определен по формуле (VIII.30). Значения c''_1 и c''_2 :

$$\begin{aligned} c''_1 &= K_{об. уг} - K_{о. д} + \frac{l_{пл} K_{кв}}{\sin \alpha} + \Sigma K_{кам}; \\ c''_2 &= \Sigma C_{подд. х} + A_{ш. г} \cos \alpha (N - N_1) C_{тр. кв} + \\ &+ A_{ш. г} \sin \alpha (C_{тр. ст} + C_{вод. ст \omega}) + \frac{\sin \alpha M v_{о. з} K_{гез}}{S_{ш. п}}. \end{aligned} \quad (VIII.35)$$

При вскрытии погоризонтными квершлагами и отработке горизонта длинными столбами по восстанию и блочной отработке шахтного поля или панельной подготовке шаг углубки в плоскости пласта определяется по формуле

$$H_r = \sqrt{\frac{2v_{о.з} m_{п.д} l_{сп.л} c_3}{S_{бл} m_{пc_4}}}, \quad (\text{VIII.36})$$

где

$$c_3 = K_{об. уг} + K_{о. д} + \frac{l_{пл} \Sigma K_{кв}}{\sin \alpha} + K_{пр} S_{бл} (m_{п} - 1) + \Sigma K_{о. ш} S_{бл} m_{п}; \quad (\text{VIII.37})$$

$$c_4 = \cos \alpha (N - N_1) (\Sigma C_{подд. кв} + C_{тр. кв} A_{ш. г}) + \Sigma C_{подд. х} + \\ + \Sigma C_{подд. бр} + \frac{C_{тр. х} A_{ш. г}}{2} + \sin \alpha A_{ш. г} (C_{тр. ст} + C_{вод. ст \omega}).$$

При работе по восстанию и падению при панельной подготовке и отработке блоками

$$H_r = 2 \sqrt{\frac{2v_{о.з} m_{п.д} l_{сп.л} c_5}{S_{бл} m_{пc_6}}}, \quad (\text{VIII.38})$$

$$\text{где} \quad c_5 = K_{об. уг} + K_{о. д} + \frac{l_{пл} \Sigma K_{кв}}{\sin \alpha} + K_{пр} S_{бл} (m_{п} - 1) + \\ + \Sigma K_{о. ш} S_{бл} m_{п}; \\ c_6 = 4 \cos \alpha (N - N_1) (\Sigma C_{подд. кв} + C_{тр. кв} A_{ш. г}) + \\ + \frac{A_{ш. г}}{2} (C_{тр. х} + C_{тр. у. х} + C_{вод. у \kappa \omega}) + \Sigma C_{подд. х} m_{п} + \\ + \Sigma C_{подд. бр} + 4 A_{ш. г} \sin \alpha (C_{тр. ст} + C_{вод. ст \omega}). \quad (\text{VIII.39})$$

Приняты обозначения:

$K_{об. уг}$ — стоимость оборудования и подготовительных работ для ведения углубки, руб; $C_{тр. х}$ — стоимость транспорта 1 т·км по ходкам спаренных лав, руб/т·км; $l_{сп. л}$ — длина двух спаренных лав или ширина одновременно разрабатываемых столбов, м; N — номер горизонта, для которого определяется шаг углубки; N_1 — число горизонтов, отработанных до горизонта N .

Определение размеров панели. Диапазон размеров панелей на действующих шахтах весьма широк. Так, размеры по простиранию встречаются от 300 до 3800 м, по падению 300—1800 м. Однако наиболее часто принимают: по простиранию 1500—2000 м, а по падению 800—1100 м. Число действующих лав в одной панели доходит до 8, хотя в большей части случаев принимают 2—3 лавы.

Размеры панели определяют в зависимости от размеров шахтного поля. Задача ставится следующим образом: при каких размерах панели по простиранию, заданных или неограниченных размерах шахтного поля по простиранию и заданной добыче затраты

на транспорт, проведение и поддержание выработок будут наименьшими.

Определение размеров двусторонней панели по простиранию при ограниченных размерах шахтного поля. Необходимо выразить затраты на проведение и поддержание выработок и транспортирование в пределах всего шахтного поля как функцию от размера панели по простиранию.

Для упрощения расчетов можно принимать, что размеры бремсберговой и уклонной частей шахтного поля равны и что отношение числа ярусов в бремсберговой части шахтного поля к общему числу ярусов в шахтном поле $\varphi = 0,5$.

После дифференцирования целевой функции и соответствующих преобразований можно получить:

$$S_{\text{пан}} = \sqrt{\frac{c_1}{c_2}}, \quad (\text{VIII.40})$$

где

$$c_1 = \frac{2v_{\text{о.з}} H_{\text{яр}} m_{\text{п}}}{A_{\text{ш.г}}} \left(\frac{\Sigma K_{\text{у.х}}}{2} + \frac{\Sigma K_{\text{бр.х}}}{2} - \frac{\Sigma K_{\text{бр.х}} H_{\text{пяр}}}{H_{\text{ш.п}}} + \right. \\ \left. + \frac{K_{\text{х}}}{2} + \frac{2K_{\text{кам}}}{H_{\text{ш.п}}} + \frac{K_{\text{пр.пл}}}{H_{\text{пяр}}} + \frac{2K_{\text{мон}}}{H_{\text{пяр}}} \right); \quad (\text{VIII.41})$$

$$c_2 = \frac{m_{\text{п}}}{A_{\text{ш.г}}} \left[C_{\text{подд. яр. ш}} + C_{\text{подд. пяр}} \left(\frac{H_{\text{яр}}}{H_{\text{пяр}}} - 1 \right) + \right. \\ \left. + \frac{C_{\text{тр. пр}} A_{\text{ш.г}}}{4m_{\text{п}}} - \frac{\Sigma K_{\text{о.ш}} 2v_{\text{о.з}} H_{\text{яр}}}{H_{\text{ш.п}} S_{\text{ш.п}}} \right].$$

Определение размеров двусторонней панели по простиранию при неограниченных размерах шахтного поля.

$$S_{\text{пан}} = 2 \sqrt{\frac{H_{\text{пяр}} \left(\Sigma K_{\text{у.х}} + \frac{K_{\text{кам}}}{H_{\text{пяр}}} + \frac{K_{\text{пр.пл}}}{H_{\text{пяр}}} + \frac{2K_{\text{мон}}}{H_{\text{пяр}}} \right)}{\frac{C_{\text{подд. пяр. пр}}}{v_1} + \frac{C_{\text{подд. пяр. э}}}{v_{\text{о.з}}} + \frac{C_{\text{подд. яр}}}{v_{\text{о.з}} n_{\text{пяр}}} + (C_{\text{тр. пр}} + 2C_{\text{тр. о.ш}}) H_{\text{пяр}} m_{\text{пл}} \gamma}}, \quad (\text{VIII.42})$$

где $H_{\text{пяр}}$ — длина подъяруса по падению, м; $H_{\text{яр}}$ — длина яруса по падению, м; $H_{\text{ш.п}}$ — длина шахтного поля по падению, м; $K_{\text{кам}}$ — стоимость камеры и приемной площадки уклона и бремсберга, руб; K_i — стоимость проведения 1 м выработки (индекс i является первой буквой выработки), руб; $C_{\text{подд. } i}$ — стоимость поддержания 1 м/год выработки (индекс i является первой буквой выработки), руб; $C_{\text{подд. яр}}$ — стоимость поддержания 1 м/год ярусов штреков в период использования их как вентиляционных для нижнего яруса, руб; $v_1, v_{\text{о.з}}$ — годовая скорость подвигания со-

ответственно подготовительных и очистных забоев, м; $n_{\text{яр}}$ — число ярусов в шахтном поле; $n_{\text{пяр}}$ — число подъярусов в ярусе.

Определение длины лавы. Длина лавы определяется по техническим, организационным и экономическим факторам.

При узкозахватных комбайнах, работающих с рамы конвейера с цепной подачей по челноковой схеме, отсутствует холостой ход;

$$l_{\text{л}} = \frac{(T_{\text{см}} - t_{\text{п.з}}) n_{\text{см}} - t_{\text{м}} n_{\text{стр}}}{\left(\frac{1}{v_{\text{р}}} + t_{\text{зр}} m B_{\text{захв}} + t_{\text{в}}\right) n_{\text{стр}}} + \Sigma l_{\text{н}}, \quad (\text{VIII.43})$$

где $t_{\text{м}}$ — время на маневры в конце и начале лавы, мин; $n_{\text{стр}}$ — число заходок (стружек), снимаемых за сутки; $v_{\text{р}}$ — рабочая скорость машины, м/мин (для струга — м/с); $B_{\text{захв}}$ — ширина захвата комбайна, м; $t_{\text{в}}$ — сопутствующие вспомогательные операции на 1 м лавы, мин; $\Sigma l_{\text{н}}$ — суммарная длина ниш, м.

Остальные обозначения см. VIII.3.

При струговой выемке длина лавы

$$l_{\text{л}} = \frac{(T_{\text{см}} - t_{\text{п.з}}) n_{\text{см}} - \left(\frac{B_{\text{стр}}}{B_{\text{кон}}} t_{\text{пер}} + t_{\text{м}}\right) n_{\text{стр}}}{\left(\frac{1}{v_{\text{р}}} + t_{\text{в}}\right) n_{\text{стр}}}, \quad (\text{VIII.44})$$

где $t_{\text{пер}}$ — время на передвижку крепи и конвейера, мин; $B_{\text{кон}}$ — шаг передвижки крепи и конвейера, м.

Если струг выдает уголь при работе только в одну сторону, тогда в знаменателе вместо $\frac{1}{v_{\text{р}}}$ следует принимать $\frac{2}{v_{\text{р}}}$.

При оснащении очистных забоев механизированными комплексами, стоимость которых значительна, необходимо определять оптимальную длину лавы, исходя из минимума затрат по выемочному участку.

Предпосылкой для нахождения оптимального значения длины лавы является то обстоятельство, что с увеличением длины лавы некоторые затраты на 1 т добычи (на проведение штреков, монтаж и демонтаж оборудования, устройство ниш и др.) снижаются, другие (на поддержание штреков, стоимость 1 м крепи, конвейера и др.) возрастают. В результате дифференцирования модели затрат по выемочному участку можно получить формулу для определения оптимального значения длины лавы, оборудованной механизированным комплексом:

$$l_{\text{л}} = \sqrt{\frac{(c_1 + c_2) A_{\text{о.з.с.}}}{c_3 + c_4}}, \quad \text{м}, \quad (\text{VIII.45})$$

где

$$c_1 = \frac{C_{\text{р.н}} l_{\text{н}} m_{\text{пл}} \gamma}{P_{\text{р.н}}};$$

$$c_2 = \frac{C_{т. ш} + C_{в. ш} + C_{подд. т. ш} + C_{подд. в. ш}}{m_{пл} \gamma k_{из. с. р.}}; \quad (\text{VIII.46})$$

$$c_3 = C_{р. р} n_{р. р};$$

$$c_4 = q_{м. к} C_{м. к} k_{рез} k_{изн};$$

$C_{р. н}$ — сменная заработная плата рабочего по выемке ниш, руб;
 l_n — длина ниш, м; $m_{пл}$ — мощность пласта, м; $p_{р. н}$ — сменная производительность труда рабочего по выемке ниш, т/смену. При безнишевой технологии очистных работ в лаве $c_1 = 0$; $C_{р. р}$ — сменная заработная плата рабочего по ремонту и осмотру оборудования, руб; $n_{р. р}$ — число рабочих по ремонту и осмотру оборудования, приходящееся на 1 м длины лавы; $q_{м. к}$ — масса механизированной крепи и конвейера, приходящаяся на 1 м лавы, т; $C_{м. к}$ — стоимость 1 т механизированной крепи и конвейера, руб; $k_{рез}$ — коэффициент резерва, оборудования для лавы, равный 1,1—1,2; $k_{изн}$ — коэффициент, учитывающий затраты на возмещение износа оборудования лавы, равный 0,001—0,002; $C_{т. ш}$, $C_{в. ш}$ — затраты на проведение 1 м соответственно транспортного и вентиляционного штреков, руб/м; $k_{из. с. р.}$ — коэффициент извлечения угля в лаве; $C_{подд. т. ш}$, $C_{подд. в. ш}$ — затраты на поддержание 1 м соответственно транспортного и вентиляционного штреков, руб/м; $A_{о. э. с}$ — суточная нагрузка на очистной забой, т.

При применении механизированного комплекса 11КМ-87Э на пласте мощностью $m_{пл} = 1,5$, $\gamma = 1,4$ параметры, необходимые для расчета длины лавы, можно принять равными: $C_{р. н} = 10$ руб; $l_n = 10$ м; $p_{р. н} = 4$ т/чел-смену; $C_{т. ш} = 200$ руб/м; $C_{в. ш} = 200$ руб/м; $C_{подд. т. ш} = 20$ руб/м; $C_{подд. в. ш} = 10$ руб/м; $c = 0,97$; $C_{р. р} = 8,5$ руб; $n_{р. р} = 0,1$; $q_{м. к} = 2$; $C_{м. к} = 1800$ руб; $k_{рез} = 1,1$; $k_{изн} = 0,001$; $A_{о. э. с} = 1000$ т/сут. Тогда длина лавы

$$l_n = \sqrt{\frac{\left(\frac{10 \cdot 10 \cdot 1,5 \cdot 1,4}{4} + \frac{200 + 200 + 20 + 10}{1,5 \cdot 1,4 \cdot 0,97} \right) 1000}{8,5 \cdot 0,1 + 2 \cdot 1800 \cdot 1,1 \cdot 0,001}} = 240 \text{ м.}$$

Как показывают расчеты, экономически выгодная длина лавы для комплексов оборудования составляет 150—250 м и будет тем больше, чем выше стоимость выемочного оборудования, выше затраты на проведение выработок (при увеличении площади поперечных сечений) и больше нагрузки на лаву.

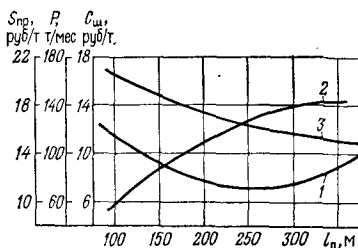


Рис. VIII.10. Зависимость экономических показателей от длины лавы:

1 — для себестоимости $C_{ш} = f(l_n)$; 2 — для производительности труда $P = f(l_n)$; 3 — для приведенных затрат $S_{пр} = f(l_n)$

При определении длины лавы, длины выемочного поля с использованием метода корреляционного анализа прибегают к выявлению следующих характерных зависимостей: себестоимость — длина лавы $C = f(l_n)$; производительность труда — длина лавы $P = f(l_n)$; приведенные затраты — длина лавы $S_{пр} = f(l_n)$; себестоимость — длина выемочного поля $C = f(L_{в.п})$; приведенные затраты — длина выемочного поля $S_{пр} = f(L_{в.п})$.

Подобные графики строятся по материалам как действующих шахт (для показателей по шахте и по очистному забою), так и проектируемых (для показателей по шахте, рис. VIII.10; VIII.11). Краткое объяснение характера полученных кривых заканчивается построением выводов и обоснованием уровня длины лавы и длины

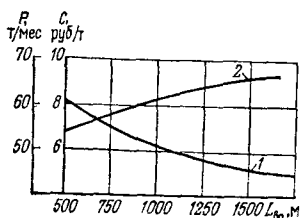


Рис. VIII.11. Зависимость экономических показателей от длины выемочного участка:

1 — для себестоимости $C = f(L_{в.п})$; 2 — для производительности труда $P = f(L_{в.п})$

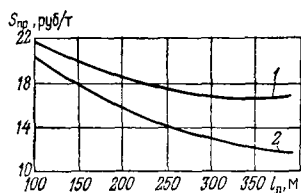


Рис. VIII.12. Зависимость приведенных затрат от длины лавы:

1 — при одновременном снижении скорости подвигания очистного забоя; 2 — при постоянной скорости подвигания очистного забоя

выемочного столба. В частности, рис. VIII.10 и VIII.11 показывают, что с точки зрения себестоимости, производительности труда и особенно наиболее обобщающего критерия — приведенных затрат следует принять в качестве отправного значения длины лавы $l_n = 200 \div 250$ м, длины выемочного поля $L_{в.п} = 1300 \div 1500$ м. При этих значениях все показатели критерия или имеют наилучший уровень (себестоимость), или продолжают постепенно улучшаться (производительность, приведенные затраты).

В большинстве случаев выполненные оптимизационные расчеты (ЦГШ, ИГД им. А. А. Скочинского, МГИ) предполагали длину лавы как параметр переменный, оптимизируемый. В общем случае увеличение длины лавы снижает уровень приведенных затрат, особенно значительное снижение уровня приведенных затрат происходит при неизменной скорости подвигания очистного забоя, т. е. с ростом нагрузки на очистной забой (рис. VIII.12).

Таким образом, материалы проведенных оптимизаций дают возможность установить обоснованный уровень длины лавы. В частности, на рис. VIII.12 этот уровень оказывается равным 270—370 м.

VIII.5. ОБОСНОВАНИЕ И ВЫБОР РАЦИОНАЛЬНЫХ ВАРИАНТОВ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ ШАХТЫ

Реальная возможность конструировать огромное число вариантов технологических схем подземной разработки угольных месторождений изменением способов и схем вскрытия и подготовки, систем разработки, схем транспорта, вентиляции и др., возможность варьирования многих количественных параметров шахты приводят к тому, что проект строительства шахты и ее развития на первом этапе становится весьма управляемой многовариантной системой. Общее число наиболее рациональных вариантов строительства шахты и развития за ее срок службы и, в частности в период реконструкций, составляет сотни тысяч. Выбор наиболее экономичных из них требует рассмотрения всех вариантов. Не сопоставив их между собой в технико-экономическом отношении, мы не сможем утверждать, что рекомендуемый в проекте вариант — лучший. Изменение же варианта технологической схемы на введенной в эксплуатацию шахте обычно сопряжено со значительными затратами. Так, затраты на проведение горных выработок, определяющих вскрытие и подготовку шахтного поля, достигают по проекту 15—25 % общих затрат. Если учесть горные выработки, связанные с системой разработки, то удельный вес затрат на проведение и поддержание всех горных выработок возрастет до 30—45 %. Затраты на содержание и обслуживание технологического комплекса на поверхности составляют 3—5 %, на транспортные средства до 5—8 % сметной стоимости строительства шахты и т. д. Так, значительная стоимость реализации каждого альтернативного варианта из множества конкурирующих с ним и сама многовариантность решений в проекте строительства и реконструкции (развития) шахты подводят вплотную к проблеме оптимального выбора — проблеме оптимальности.

В последние годы разработаны эффективные методы выбора предпочтительных [55] и экономически выгодных вариантов [22, 27]. Эти методы в совокупности позволяют решать трудоемкую задачу выделения из огромного множества возможных вариантов технологических схем сначала некоторую область рациональных, а из этой области выделить несколько наиболее экономичных. Наконец,

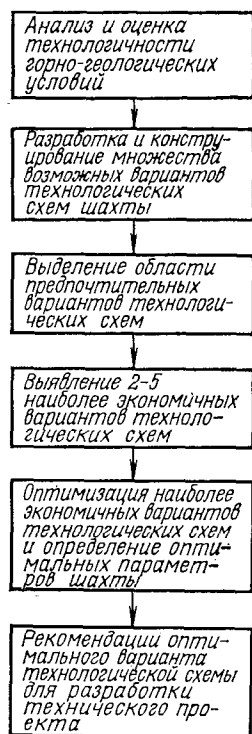


Рис. VIII.13. Последовательность процесса оптимизации параметров шахт

методом комплексной оптимизации определяются одна оптимальная технологическая схема и количественные параметры шахты для разработки технического проекта строительства или совершенствования шахты (рис. VIII.13).

Метод выделения предпочтительных вариантов в изложении работы [55] отличается сложностью для ручного счета и условностью оценок. Дело в том, что при выборе вариантов технологической схемы приходится считаться с тем обстоятельством, что значительная часть преимуществ или недостатков, в общем случае — свойств, выражается качественно: лучше, хуже, безопаснее, удобнее, надежнее и т. д. Сравнительная оценка этих свойств вариантов производится в работе с помощью условных символов: а — лучшая оценка по некоторому критерию, б — средняя оценка по тому же критерию, в — худшая оценка.

Всего для оценки решений на различных элементах технологической схемы привлекаются 25 критериев: капитальные затраты, объем горных выработок, непрерывность транспорта, условия поддержания горных выработок и т. д. Следовательно, оценка альтернативных вариантов по одному критерию сводилась к сопоставлению символов а, б, в, а оценка по многим критериям — к сопоставлению символических выражений $a_1^1 b_2^1 c_3^1 a_4^1$ в сравнении, например, с $b_1^1 b_2^1 v_3^1 v_4^1$, в которых индексом обозначены номера критериев. Сравнение вариантов технологических схем в целом приводит к сопоставлению матриц символов:

$$\text{Например, } \begin{vmatrix} a_1^1 b_2^1 c_3^1 a_4^1 \\ \dots \\ a_1^i b_2^i c_3^i v_4^i \\ \dots \\ a_1^n b_2^n c_3^n a_4^n \end{vmatrix} \text{ сравнивается с } \begin{vmatrix} b_1^1 b_2^1 a_3^1 b_4^1 \\ \dots \\ b_1^i a_2^i a_3^i b_4^i \\ \dots \\ v_1^n a_2^n b_3^n c_4^n \end{vmatrix}.$$

Из этих примеров видно, что установить, какой вариант лучше, весьма сложно. Принятый прием оценки затрудняет понимание преимуществ одних вариантов по сравнению с другими. В связи с этим целесообразно перевести подобные качественные сравнительные оценки к количественным оценкам, выражаемым, например, в баллах. Эти оценки могут быть получены экспертным методом, позволяющим соизмерить многообразные свойства технологических схем, не имеющие натуральной количественной меры.

Балльная оценка варианта технологической схемы в целом суммируется из оценок решений на соответствующих уровнях блок-схемы вариантов (см. рис. III.15). Для оценки конкурирующих решений на каком-либо уровне (например, способ вскрытия шахтного поля) используется целый ряд критериев (например, первона-

чальные капитальные затраты, надежность и прогрессивность процессов подъема и вентиляции, связанные с решениями на данном уровне). Всего к оценке решений на разных уровнях блок-схемы привлекается 12 критериев.

Некоторые из критериев привлекаются к оценке решений на многих и даже на всех уровнях, другие — лишь на одном уровне. Каждый критерий, привлекаемый к оценке решений какого-либо уровня, имеет диапазон изменения баллов D_6 , зависящий от уровня, от его значимости среди других уровней (табл. VIII.3).

Для иллюстрации метода таблица составлена в упрощенном виде, где объединяются несколько конструктивно связанных элементов технологической схемы (уровней блок-схемы).

Таким образом, сравнительная балльная оценка предусматривает выражение не только различий у сопоставляемых решений на одном уровне технологической схемы, но и сравнительную весомость разных уровней элементов технологической схемы. Каждому уровню элементов технологической схемы предпосылается уровень высшей и низшей балльной оценки по тому или иному критерию оценки. Наиболее важные, экономически емкие уровни элементов технологической схемы должны получать соответственно и более высокие диапазоны балльных оценок. Каждый диапазон балльных оценок используется для сравнительной оценки конкурирующих вариантов на одном уровне элементов технологической схемы.

На базе блок-схемы строится ориентированный укрупненный граф вариантов технологической схемы шахты (рис. VIII.14) с явно выраженными уровнями элементов. Ориентированный граф, в свою очередь, служит основой для составления специальной оценочной табл. VIII.4, которая может в полной аналогии повторять совокупность решений блок-схемы (ориентированного графа) или иметь более укрупненный вид. Каждому уровню по каждому критерию оптимальности предписывается диапазон оценок, а вариантам технологических элементов — конкретные балльные оценки.

Можно составлять укрупненную таблицу, в которой уровни элементов технологической схемы частично объединяются. Например, целесообразно способ вскрытия шахтного поля по положению стволов в пространстве (уровень III) рассматривать совместно со способом вскрытия угольных пластов в шахтном поле (уровень V), схему подготовки — со способом отработки угольных пластов свиты, а систему разработки — с порядком отработки выемочных участков и т. д. Это сократит размер таблицы и нацелит на взаимозависанное, технически согласованное рассмотрение вариантов. Каждый вариант решения на любом уровне оценивается по нескольким критериям.

Перечень критериев на каждом уровне технологической схемы приводится в табл. VIII.3. Вместе с тем можно включить дополнительные критерии. Из числа критериев оценки варианта на любом элементе технологической схемы есть более важные и менее важные. В связи с этим по каждому критерию устанавливается свой верхний

Критерии оценки решений на разных уровнях блок-схемы	Диапазоны бальной оценки решений на разных уровнях блок-схемы D ₆				
	Способ отработки и вскрытия шахтного поля (угольных пластов), тип технологического комплекса на поверхности (уровни I, II, III, V)	Схема вскрытия шахтного поля угольных пластов, схема вентилляции, план поверхности (уровень IV)	Схема подготовки отработки угольных пластов (уровни VI—VII)	Система разработки, порядок отработки выемочных участков, средства механизации (уровень VIII)	Схема и средства, вид транспорта (уровень IX)
Первоначальные капитальные затраты, связанные с реализацией решений	20—10	20—10	—	—	—
Капитальные затраты будущих лет	15—5	—	—	—	—
Эксплуатационные затраты, связанные с использованием решений	18—8	—	20—8	15—5	—
Надежность и прогрессивность процессов, связанных с решениями данного уровня	18—8	—	16—8	10—5	10—3
Гибкость и способность решения к развитию	15—5	15—5	12—8	—	—
Срок строительства, реализации решения	16—6	—	—	—	—
Протяженность горных выработок	—	18—8	20—8	—	—
Трудность проверки и транспорта	—	16—6	—	—	—
Потери полезного ископаемого, связанные с решениями данного уровня	—	12—5	15—8	9—5	—
Трудоёмкость обслуживания процессов и выработок	—	—	—	10—5	10—3
Безопасность ведения процессов и работ	—	—	—	12—5	12—3
Производительность транспорта	—	—	—	—	12—6

предел и диапазон балльной оценки. Так, для оценки вариантов способа вскрытия шахтного поля принято шесть критериев. При этом по критерию «первоначальные капитальные затраты» верхний

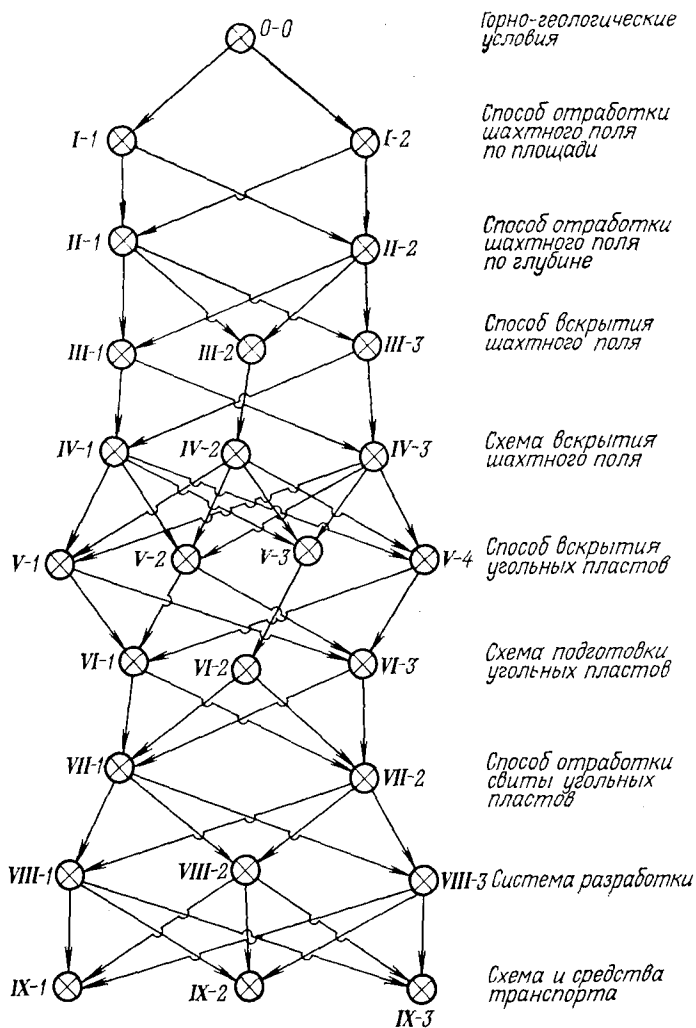


Рис. VIII.14. Граф расчетных вариантов технологических схем шахты

уровень возможной балльной оценки 20, а по критерию «гибкость и способность к развитию» — только 15 баллов.

Для оценки вариантов систем разработки привлекаются пять критериев. Уровень балльной оценки вариантов этого технологического звена в зависимости от критериев определяется диапазоном от 15 до 5 баллов. Верхний уровень по отдельным критериям

Элементы технологической схемы (уровни из блок-схемы)	Критерии и диапазон оценки вариантов по каждому критерию D_6 в баллах	Варианты решений для данного элемента технологической схемы и их балльная оценка B_{ij}				
		B_1	B_2	B_3	B_4	B_5
Способ отработки и способ вскрытия шахтного поля (угольных пластов), тип технологического комплекса на поверхности (уровни: I, II, III, V)		Без деления шахтного поля на блоки, организация двух горизонтов (I-1, II-2)		С делением шахтного поля на блоки с одним горизонтом (I-2, II-1)		
		Вскрытие вертикальными стволами	Вскрытие наклонными стволами	Вскрытие вертикальными вспомогательными и наклонным главным стволами (III-3)	Вскрытие вертикальными стволами (III-1)	Вскрытие наклонными стволами (III-2)
		(III-1)	(III-2)	(III-3)	(III-1)	(III-2)
		18	16	20	16	14
Первоначальные капитальные затраты $D_6 = 20 \div 10$ Капитальные затраты будущих лет $D_6 = 15 \div 5$ Эксплуатационные затраты, связанные с рассматриваемыми элементами технологической схемы $D_6 = 18 \div 8$		15	10	11	8	5
		15	10	11	12	8
						18
						6
						10

Элементы технологической схемы (уровни из блок-схемы)	Критерии и диапазон оценки вариантов по каждому критерию D_0 в баллах	Варианты решений для данного элемента технологической схемы и их балльная оценка B_{ij}					
		B_1	B_2	B_3	B_4	B_5	B_6
	Надежность и прогрессивность процессов подъема и вентиляции, связанных с данными элементами технологической схемы $D_0 = 18 \div 8$	10	8	10	18	15	16
	Гибкость и способность к развитию $D_0 = 15 \div 5$	7	6	5	12	13	15
	Срок вскрытия $D_0 = 16 \div 6$	12	8	9	14	10	13
	Итого по всем критериям	77	58	66	80	65	78
Средняя оценка: $\frac{\sum_{i=1}^6 B_{ij}}{6}$		13	9,5	11	13,3	10,8	13
Итого по VIII уровню							

Элементы технологической схемы (уровни из блок-схемы)	Критерии и диапазон оценки вариантов по каждому критерию D_6 в баллах	Варианты решений для данного элемента технологической схемы и их балльная оценка B_{ij}									
		B_1	B_2	B_3	B_4	B_5	B_6	B_7	B_8	B_9	Комбинированная VIII-3 с комбинациями решений на высших уровнях
		Столбовая VIII-1 с комбинациями решений на высших уровнях			Сплошная VIII-2 с комбинациями решений на высших уровнях						
Система разработки и средства механизации очистных работ; порядок отработки. Уровень VIII.	Эксплуатационные затраты, связанные с системой $D_6 = 15 \div 5$ Надежность и прогрессивность процессов, связанных с системой $D_6 = 10 \div 5$ Потери, связанные с системой $D_6 = 9 \div 5$ Трудоемкость обслуживания процессов и выработка $D_6 = 15 \div 5$ Безопасность ведения процессов и работ $D_6 = 12 \div 5$	VI-1 VII-2 VIII-1	VI-2 VII-1 VIII-1	VI-3 VII-2 VIII-1	VI-1 VII-1 VIII-2	VI-2 VII-1 VIII-2	VI-3 VII-2 VIII-2	VI-1 VII-1 VIII-3	VI-2 VII-1 VIII-3	VI-3 VII-2 VIII-3	VI-3 VII-2 VIII-3
		15	10	13	8	10	12	6	9	12	
		10	8	9	5	6	8	6	7	9	
		9	6	8	8	9	8	6	7	8	
		15	10	14	7	5	12	8	8	10	
		10	10	12	6	8	10	5	8	10	
Итого по всем критериям	59	44	56	34	38	50	31	39	49		
	Средняя оценка: $\frac{\sum B_{ij}}{5}$	11,8	8,8	11,2	6,8	7,6	10	6,2	7,8	9,8	

Элементы технологической схемы (уровни из блок-схемы)	Критерии и диапазон оценки вариантов по каждому критерию D_6 в баллах	Варианты решений для данного элемента технологической схемы и их балльная оценка B_{ij}								
		B_1	B_2	B_3	B_4	B_5	B_6	B_7	B_8	B_9
		Колесный IX-1			Конвейерный IX-2			Комбинированный IX-3		
Схема и средства (вид) транспорта. Уровень IX		VI-2 VIII-1 IX-1	VI-2 VIII-2 IX-1	VI-3 VIII-3 IX-2	VI-1 VIII-1 IX-2	VI-2 VIII-1 IX-2	VI-3 VIII-1 IV-2	VI-1 VIII-1 IX-3	VI-3 VIII-1 IX-3	VI-3 VIII-3 IX-3
	Надежность и прогрессив- ность $D_6 = 10 \div 3$	6	5	8	10	5	8	8	6	5
	Трудоемкость обслужи- вания $D_6 = 10 \div 3$	6	6	7	10	5	7	8	7	6
	Безопасность транспорта $D_6 = 12 \div 3$	7	4	5	12	9	10	10	9	5
	Производительность транс- порта $D_6 = 12 \div 6$	10	8	8	12	10	12	10	9	9
Итого по всем критериям		29	23	28	44	29	37	36	31	25
Средняя оценка: $\frac{\sum_{i=1}^4 B_{ij}}{4}$		7,2	5,8	7	11	7,2	9,2	9	7,8	6,2

меняется от 15 (эксплуатационные затраты, трудоемкость) до 9 (потери угля).

Обобщенная сравнительная мера эффективности того или иного варианта решения на каждом из уровней технологической схемы представляет собой сумму балльных оценок по всем критериям:

$$K_{\text{инт } \mu j} = \sum_{i=1}^m B_{ij} \rightarrow \min, \quad (\text{VIII.47})$$

где μ — номер уровня элементов технологической схемы; j — номер варианта; i — номер критерия; m — число критериев, учитываемых на данном уровне схемы; B_{ij} — балльная оценка j -го варианта решения по i -му критерию.

В качестве примера в табл. VIII.4 произведена балльная оценка вариантов решений для некоторых элементов технологической схемы: уровни I, II, III, V, VIII, IX решений из блок-схемы (см. рис. III.15). Оценка решений на других уровнях блок-схемы опущена. Шахта разрабатывает свиту из трех пологих пластов средней мощности, залегающих на глубине 350 м. Размеры шахтного поля: $S_{\text{ш. п}} = 8$ км; $H_{\text{ш. п}} = 4$ км; газоносность пластов $X_{\text{CH}_4} = 30$ м³/т. Запасы составляют 174 млн. т. В этих условиях возможны варианты отработки шахтного поля с делением и без деления на блоки и горизонты. Вскрытие можно осуществить вертикальными или наклонными стволами и комбинацией тех и других. Из табл. VIII.3 в табл. VIII.4 записываются шесть критериев, по которым возможные варианты оцениваются относительно друг друга, а также диапазоны балльной оценки. Далее проектировщики выносят сравнительную балльную оценку всем вариантам решений по всем критериям.

С точки зрения первоначальных капитальных затрат, необходимых на вскрытие шахтного поля, возведения зданий и сооружений на поверхности, предпочтение следует отдавать комбинированному способу вскрытия при отработке шахтного поля без деления на блоки. Этот вариант оценивается 20 баллами. Последующие по величине оценки в 18 баллов получают вариант вскрытия шахтного поля при отработке без деления на блоки и вариант комбинированного способа вскрытия с отработкой шахтного поля с делением на блоки. С точки зрения капитальных затрат будущих лет наилучшим представляется вариант отработки шахтного поля без деления на блоки и вскрытия вертикальными стволами, который оценивается в 15 баллов. Варианты отработки шахтного поля с делением на блоки получают по этому критерию более низкие оценки, так как они связаны с необходимостью проведения в будущем блоковых стволов и требуют значительных капитальных затрат. По критерию «эксплуатационные затраты» наивысшую оценку 15 баллов заслуживает вариант отработки шахтного поля без деления на блоки и вскрытия вертикальными стволами. Вариант отработки с делением на блоки при вскрытии наклонными стволами связан с большими эксплуатационными расходами по поддержанию выработок

и обслуживание большого числа стволов, поэтому оценивается низкой оценкой — 8 баллов. Аналогично выставляются оценки вариантов решений по всем остальным критериям. В результате каждый вариант получает суммарную по всем критериям балльную оценку. Например, вариант B_4 имеет суммарную оценку:

$$B_{\text{сумм}} = \sum_{i=1}^{i=6} B_{ij} = 16 + 8 + 12 + 18 + 12 + 14 = 80.$$

Удобнее, однако, пользоваться не суммарной балльной оценкой, а среднекритерильной:

$$k_{\text{ср } ij} = \frac{\sum_{i=1}^m B_{ij}}{m}. \quad (\text{VIII.48})$$

Тогда для названного примера получим среднекритерильную балльную оценку

$$B_{\text{ср } 4} = \frac{80}{6} = 13,3.$$

Вынесение итоговой оценки для вариантов данного уровня решений технологической схемы помогает более целенаправленно назначать к оценке варианты решений на последующем уровне. Действительно, если один и тот же вариант схемы вскрытия шахтного поля, схемы вентиляции возможен при двух вариантах способа отработки и способа вскрытия шахтного поля, из которых один имеет значительно более высокую итоговую оценку, то вариант с низкой оценкой может к дальнейшей оценке и рассмотрению не приниматься. Это существенно сокращает число рассматриваемых комбинаций решений для разных уровней технологической схемы. По существу оценка решений на последующем уровне производится с учетом не только технологических взаимосвязей с решениями предыдущего уровня, но и с учетом лишь наиболее целесообразных вариантов. Подобным образом проектировщики могут произвести сравнительную оценку решений на всех уровнях блок-схемы вариантов. В табл. VIII.4 опущены оценки IV, VI, VII и приведены для VIII, IX уровней — «система разработки и средства механизации очистных работ; порядок отработки», «схема и средства транспорта». Возможные варианты средств подземного транспорта (последнего уровня) — колесного, конвейерного и комбинированного — применяются для разных схем вскрытия и подготовки, для разных систем разработки. Комбинации этих решений (9 вариантов) в табл. VIII.4 обозначены в соответствии с кодовыми номерами решений на блок-схеме (см. рис. III.15).

Наивысшие оценки по всем критериям присвоены варианту B_4 , с конвейерным транспортом IX—2 при погоризонтной схеме подготовки VI—1 и столбовой системе разработки по восстанию VIII—1. Практика показывает, что в этих условиях конвейерный транспорт более надежен, прогрессивен, производителен и безо-

пасен, трудоемкость обслуживания ниже, чем при колесном транспорте. Средняя оценка варианта B_4 также наивысшая — $B_{cp} = 11$ баллов. Самая низкая средняя оценка ($B_{cp} = 5,8$) вынесена варианту B_2 , т. е. применению колесного транспорта при этажной схеме подготовки и сплошной системе разработки.

Следующей задачей является итоговая оценка эффективности вариантов технологической схемы в целом, т. е. вариантов, составляемых из различных комбинаций проектных решений на всех уровнях.

Выше было сказано, что оценки вариантов решений на одном уровне выносились, как правило, с учетом взаимосвязей данных решений с решениями на других уровнях. Это обстоятельство должно учитываться при составлении и оценке общешахтных вариантов технологической схемы. В этих целях можно воспользоваться построением графа (рис. VIII.15). Этот граф может соответствовать табл. VIII.4 и в отличие от нее обеспечивает комбинаторную наглядность. В каждом блоке графа обозначено некоторое сочетание решений на разных уровнях, причем нарастающим образом сверху вниз. Здесь же приводится и балльная оценка конкретного уровня (в верхней части блока) и нарастающая балльная оценка сверху вниз (в нижней части блока). Чтение любого варианта в кодовой записи облегчается исходной блок-схемой (см. рис. III.15).

Так, в седьмом блоке второго ряда записано: шахтное поле отрабатывается без деления на блоки по площади и с делением на горизонты по глубине; вскрытие шахтного поля — вертикальными стволами, расположенными в центре; запасы угольных пластов вскрываются погоризонтными квершлагами. Оценка всех этих решений в баллах состоит из оценки предыдущего уровня (например, 13) и данного уровня (13,6), т. е. в сумме $\sum B_{ij} = 26,6$ балла.

Полученный граф так же, как и табл. VIII.4, представляет лишь наиболее целесообразные и эффективные сочетания. Тем не менее их оказывается настолько много, что выбор предпочтительных обычным методом перебора для последующего экономико-математического моделирования затруднителен. Без привлечения ЭВМ эту задачу можно решить с помощью процедуры динамического программирования. В соответствии с этой процедурой выбор начинается с наиболее стационарных долгоиспользуемых элементов технологической схемы: способа отработки шахтного поля, способа и схемы вскрытия, схемы подготовки и т. д.

Так, сопоставляя вскрытие вертикальными стволами с устройством двух и одного горизонта при делении шахтного поля на блоки и без деления, заключаем, что сравниваемые варианты различаются незначительно: 13 и 13,3 балла. В связи с этим к дальнейшему рассмотрению принимаются оба этих варианта: I—1, II—2, III—1 и II—2, II—1, III—1.

Сопоставление же разных вариантов отработки шахтного поля при вскрытии наклонными стволами приводит к тому, что один из

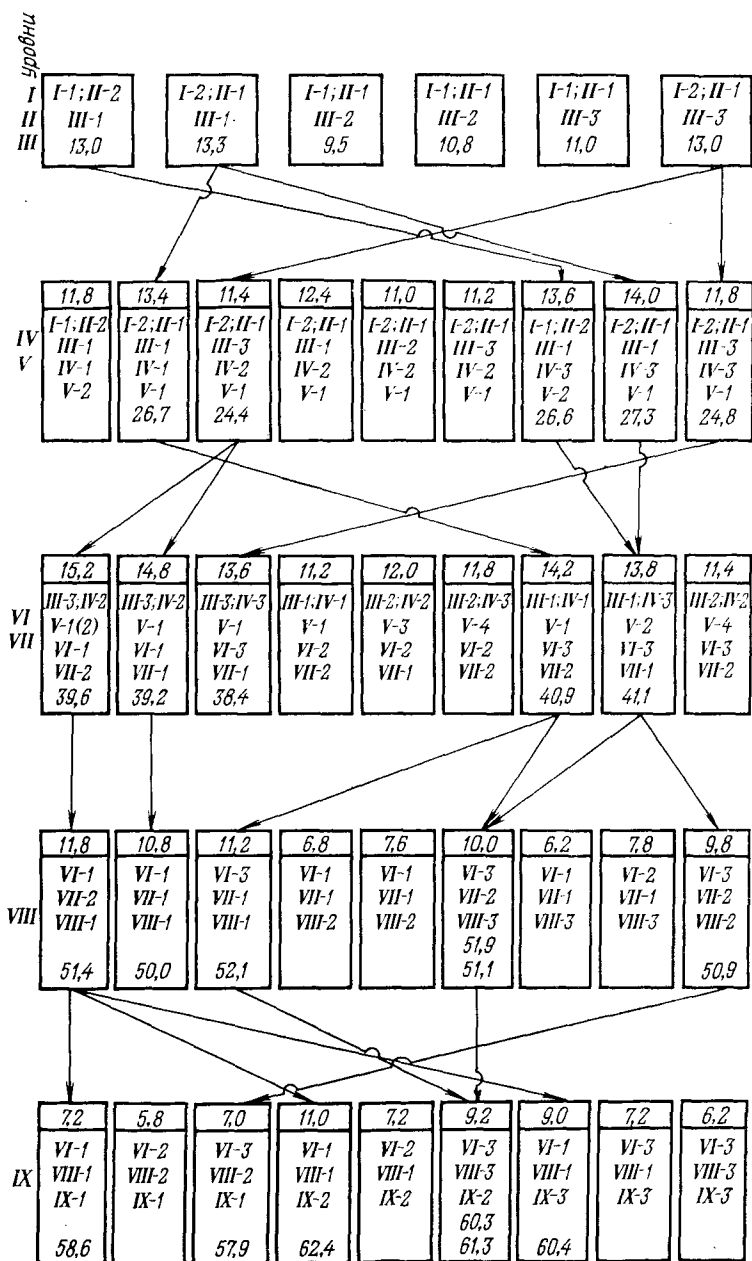


Рис. VIII.15. Граф оценок расчетных вариантов

вариантов I—1, II—1, III—2 со среднекритериальной оценкой 10,8 оказался значительно хуже, чем вариант I—2, II—1, III—3 с оценкой 13. В итоге к дальнейшему рассмотрению принимается лишь лучший вариант.

Сравнение вариантов при комбинированном способе вскрытия показало на этом уровне оценки их равноценность и оба рассматриваемых варианта будут

положены в основу комбинаций на последующих уровнях технологической схемы.

Надо иметь в виду, что основанием для отказа от дальнейшего рассмотрения какого-либо решения может служить лишь значительная разница в интегральной относительной оценке. Можно условиться, что эта разница должна быть более 10%. В противном случае решения расцениваются как равноценные и учитываются при последующих сравнениях вместе с решениями последующего уровня. При этом необходимо проанализировать целесообразность решений предыдущего уровня в сочетании с решениями последующего уровня и наоборот.

Таким образом, используя табл. VIII.4 и рис. VIII.14, постепенно составляем новую блок-схему (рис. VIII.16) с выходом на предпочтительные варианты технологических схем. Из огромного числа всевозможных комбинаций с помощью указанной

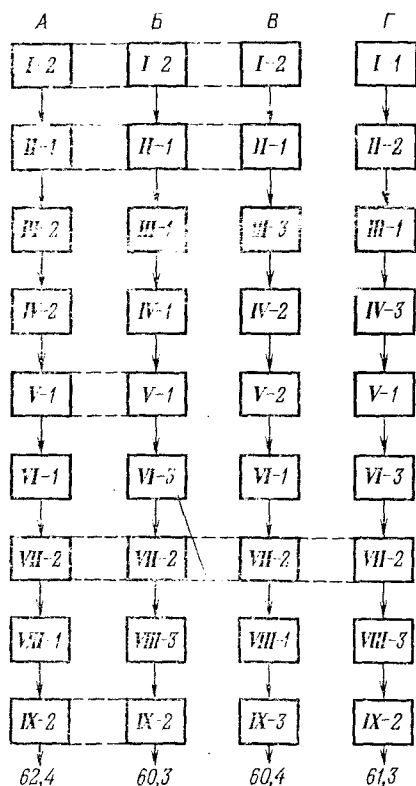


Рис. VIII.16. Граф предпочтительных вариантов технологических схем шахты: А, Б, В, Г — варианты технологических схем в условных обозначениях

процедуры в нашем примере выявляются лишь четыре-пять наиболее целесообразных и прогрессивных (см. рис. VIII.16).

Вариант А: I—2, II—1, III—2; IV—2; V—1, VI—1, VII—2, VIII—1, IX—2, $\Sigma B_{ij} = 62,4$.

Вариант Б: I—2, II—1, III—1, IV—1, V—1, VI—3, VII—2, VIII—3, IX—2, $\Sigma B_{ij} = 60,3$.

Вариант В: I—2, II—1, III—3, IV—2, V—2, VI—1, VII—2, VIII—1, IX—3, $\Sigma B_{ij} = 60,4$.

Вариант Г: I—1, II—2, III—1, IV—3, V—1, VI—3, VII—2, VIII—3, IX—2, $\Sigma B_{ij} = 61,3$.

Последующий детальный анализ позволит выявить из оставшихся один-два варианта для дальнейшей оптимизации с помощью экономико-математического моделирования. Может случиться так, что пространственно оставшиеся варианты отличаются незначительно. Тогда все варианты удастся отразить в одной экономико-математической модели.

VIII.6. ПРОЕКТИРОВАНИЕ СИСТЕМЫ ПОДЗЕМНОГО ТРАНСПОРТА ШАХТЫ

Общие сведения. Тысячи тонн угля, породы, оборудования и материалов, тысячи людей ежедневно транспортируются по подземным выработкам. Длина транспортных магистралей средней шахты достигает 20—40 км, используются десятки электровозов и конвейеров. На транспорте занято 100—500 чел. в сутки. Характерной особенностью работы транспортной системы является непрерывность. Конкретная схема транспорта, перечень транспортных машин и установок, параметры транспортных магистралей и пропускная способность определяются схемой вскрытия и подготовки угольных пластов, мощностью шахты, нагрузкой на очистные забои, горизонты, этажи, панели, выемочные участки, хотя и обратного влияния системы транспорта на технологическую схему и параметры шахты отрицать нельзя. Эти обстоятельства учитываются при проектировании системы подземного транспорта шахты.

Проектировщики подземного транспорта решают следующие основные задачи:

1. Обоснование и выбор технологической схемы транспорта по шахте, в том числе: транспорта угля в пределах выемочного участка; магистрального транспорта угля; транспорта материалов и оборудования для перевозки людей; транспорта закладочных материалов.

2. Выбор, обоснование и установление потребности в оборудовании, в том числе:

конвейеров, перегружателей, промежуточных (усредняющих и аккумулирующих бункеров) емкостей и других видов оборудования конвейерных линий;

вспомогательного транспортного оборудования для перевозки материалов, оборудования и людей в конвейеризированных выемочных участках и конвейеризированных шахтах;

оборудования для транспортирования горной массы из подготовительных забоев;

оборудования для наклонных вспомогательных и людских выработок;

вагонеток и локомотивов для транспортирования угля, породы, материалов и оборудования, а также для перевозки людей по магистральным горизонтальным выработкам;

зарядных и выпрямительных установок для электровозной откатки;

схем и оборудования для околоствольного двора, приемно-отправительных станций и промежуточных площадок наклонных выработок;

средств связи, сигнализации и блокировки локомотивной откатки;

средств малой механизации для обслуживания вспомогательных процессов на транспорте.

Вопросы подземного транспорта рассматриваются в технологической части проекта в следующих разделах: «Вагонетка», «Околоствольные дворы и камеры». «Транспорт по главным выработкам».

Выбор схемы транспорта. На выбор видов, типоразмеров транспорта для отдельных звеньев и технологической схемы в целом оказывают влияние большое число факторов и прежде всего: угол падения и мощность, глубина разработки и газоносность пластов; размеры шахтных полей по простиранию и падению; мощность шахты; способы вскрытия, подготовки и системы разработки; число одновременно разрабатываемых горизонтов; число, расположение и производительность очистных и подготовительных забоев.

Конвейерный транспорт целесообразно применять на шахтах с блочной подготовкой шахтного поля и при высокой производительности (свыше 1000 т/сут) очистных забоев. Комбинированный конвейерно-локомотивный транспорт целесообразно применять при разработке группы сближенных пластов. При этом доставку угля от близко расположенных очистных забоев до группового погрузочного пункта следует осуществлять конвейерным транспортом, а от группового погрузочного пункта до околоствольного двора — локомотивным транспортом.

Для доставки оборудования и материалов рекомендуется в основном монорельсовый, моноканатный или рельсовый транспорт и в отдельных случаях — самоходные вагонетки.

Основные положения по выбору оборудования конвейерных линий. Составляется схема горных выработок с расстановкой в них конвейеров. На схеме указываются длины, углы наклона выработок, точки поступления угля на конвейеры, места расположения аккумулярующих бункеров.

Для выбора типа конвейера для конкретной горной выработки необходимо иметь следующие исходные данные: длину $L_{г. в.}$, L_k и средний угол наклона β выработки; насыпную плотность угля γ_n , т/м³; сменную добычу $A_{см}$, т; продолжительность смены по добыче $T_{см}$, ч; коэффициент времени поступления угля на транспортную выработку $k_{п.}$; мощность пласта m , м; ширину захвата B , м; наибольшую скорость подачи выемочной машины $v_{k \max}$, м/мин; коэффициент δ , учитывающий направление движения комбайна и скребков конвейера; коэффициент погрузки, учитывающий схему работы выемочной машины, $\psi_{п.}$

Выбор типа конвейера осуществляется в следующей последовательности:

Виды подземного транспорта	Конструктивные разновидности средств транспорта	Основное назначение	Горнотехнические условия применения
Конвейерный	Ленточные конвейеры обычной конструкции	Транспортирование угля, породы и горной массы от очистных и подгото- вительных забоев	Прямолинейные в плане горизонталь- ные и наклонные выработки с углами наклона от -16 до $+18^{\circ}$
	Крутонаклонные ленточ- ные конвейеры	То же	Прямолинейные в плане наклонные выработки с углами наклона до -25° или $+35^{\circ}$
	Телескопические ленточ- ные конвейеры	Транспортирование угля от очистных забоев	Прямолинейные в плане постоянно укорачивающиеся вслед за продвижением очистных забоев горизонтальные и на- клонные выработки с углами наклона от -12 до $+12^{\circ}$
	Грузо-людские ленточ- ные конвейеры	Транспортирование угля, породы и горной массы и перевозка людей	Уклоны с углами наклона до $+18^{\circ}$
	Пластинчатые изгибаю- щиеся конвейеры	Транспортирование угля от очистных забоев	Искривленные в плане горизонтальные выработки
	Скребокые конвейеры	Транспортирование угля, породы и горной массы из очистных и подгото- вительных забоев	Горизонтальные и наклонные выра- ботки с углами наклона до 35° при не- большой длине транспортирования (до $100-150$ м)
Рельсовый	Электровозы, дизельвозы	Транспортирование составов, вагоно- ток и секционных поездов с углем, по- родой, горной массой, оборудованием и материалами, а также пассажирских со- ставов	Горизонтальные выработки

Виды подземного транспорта	Конструктивные разновидности средств транспорта	Основное назначение	Горнотехнические условия применения
Рельсовый	Инерционные локомотивы (гирозовы) Канатная откатка в вагонетках Канатная откатка в скипах Налочные канатные дороги	Перевозка вспомогательных грузов и людей Транспортирование составов вагонеток с углем, породой или горной массой, материалами и оборудованием, а также пассажирских поездов Транспортирование пород или горной массы Транспортирование составов вагонеток с углем, породой или горной массой, материалами и оборудованием	Вентиляционные горизонтальные выработки Вспомогательные наклонные выработки с углами наклона от 5 до 30° Наклонные выработки с углами наклона свыше 18° Горизонтальные и слабонаклонные (до 5°) выработки
Безрельсовый самоходный	Грузовые самоходные вагонетки Тягачи с прицепными платформами Грузоводские самоходные вагонетки	Транспортирование угля, породы и горной массы Транспортирование материалов и оборудования Транспортирование материалов и оборудования, перевозка людей	Горизонтальные и наклонные выработки с углами наклона до 16° То же »
Моно-рельсовый	Монорельсовые дороги с канатной тягой Монорельсовые дороги с подвесными локомотивами	То же Транспортирование материалов и оборудования, перевозка людей	Горизонтальные и наклонные выработки с углами наклона до 18° Горизонтальные и наклонные выработки с углами наклона до 18°
Канатный подвесной	Моноканатные подвесные дороги Двухканатные подвесные дороги	То же Транспортирование материалов и оборудования	То же, с углами наклона до 25° То же, с углами наклона до 15°

рассчитывается средний минутный грузопоток за время поступления угля из очистного забоя

$$a_{1cp} = \frac{A_{cm}}{60T_{cm}k_{п}}; \quad (VIII.49)$$

рассчитывается максимальный минутный грузопоток ($t_{мин}$), который может поступить из очистного забоя

$$a_{1max} = mBv_{кmax}\delta\psi\gamma,$$

по табл. VIII.6 находится значение минутной приемной способности конвейера $Q_{к. пр.}$, близкое к a_{1max} .

Т а б л и ц а VIII.6

Тип конвейера, угол наклона выработки	Приемная способность конвейера $Q_{к. пр.}$, м³/мин						
	Ширина ленты $B_{л}$, мм						
	800		1000		1200		
	Скорость ленты $v_{к}$, м/с						
	1,6	2,0	1,6	2,0	2,5	2,5	3,15
Стационарный, не более 6°	7,2	9,3	11,2	14	17,5	25	31,6
Стационарный, 6—18°	6,8	8,8	10,6	13,3	16,6	23,7	30
Полустационарный, не более 6°	6,5	8,4	10,1	12,6	15,7	—	—
Полустационарный, 6—18°	6,2	8,0	9,6	12	14,9	—	—

Если принять конвейер, для которого $a_{1max} \leq \gamma_{п}Q_{к. пр.}$, то установка усредняющего бункера не требуется, если $a_{1max} > \gamma_{п}Q_{к. пр.} \geq 0,5 a_{1max}$ — установка бункера целесообразна; при $\gamma_{п}Q_{к. пр.} < 0,5 a_{1max}$ следует принять конвейер с большей приемной способностью.

По значению $Q_{к. пр.}$ из таблицы определяют параметры $B_{л}$ и $v_{к}$ как для конвейера с усредняющим бункером, так и без него.

Для выбранного типа конвейера определяется эксплуатационная производительность

$$Q_3 = 60a_{1cp}k_t. \quad (VIII.50)$$

Значение коэффициента нагрузки приведены в работе [37]. Коэффициент k_t зависит от продолжительности загрузки несущего полотна ленты $t_k = L_k / (60 v_k)$ и коэффициента неравномерности минутного грузопотока $k_{пр} = a_{1max} / a_{1cp}$; $k_t = 1,10 \div 2,48$.

Выбор емкости усредняющих бункеров осуществляется в таком порядке:

устанавливается производительность разгрузки усредняющего бункера $Q_{б. у.}$, которая может изменяться в пределах,

$$\gamma_{п}Q_{к. пр.} \geq Q_{б. у.} \geq Q_3. \quad (VIII.51)$$

Если $Q_{б.у} = \gamma_n Q_{к.пр}$, имеет место полное усреднение грузопотока угля, но требующаяся для этого емкость бункера велика.

Если $Q_{б.у} < \gamma_n Q_{к.пр}$, имеет место частичное усреднение грузопотока, так как бункер не пропускает на конвейер пики грузопотока, равные разности $a_{1max} - \gamma_n Q_{к.пр}$, поэтому требуется емкость бункера, которую рекомендуется принимать в расчете $Q_{б.у}$, равную приемной способности конвейера;

емкость усредняющего бункера

$$V_{б.у} = Q_{б.у} k_{б.у}, \quad (\text{VIII.52})$$

где $k_{б.у}$ — расчетный коэффициент, зависящий от отношения $Q_{б.у}/a_{1max}$ и значения t_k .

Емкость аккумулирующего промежуточного бункера:

$$V_{б.ак} \geq k_n A_{см}, \quad (\text{VIII.53})$$

где $A_{см}$ — сменный грузопоток, проходящий через бункер, т/смену; k_n — коэффициент, учитывающий надежность работы подбункерной части конвейерной линии, равный 0,1—0,27.

Основные положения по выбору и расчету параметров локомотивного транспорта. Рост производительности локомотивной откатки при увеличивающейся протяженности горных выработок может быть достигнут за счет применения большегрузных специализированных поездов с повышенными скоростями движения, откаты-ваемыми тяжелыми контактными электровозами, сцепным весом до 28 т.

Выбираются расчетные значения профиля пути, который при электровозной откатке следует принимать равным 0,003—0,005.

Определяется число вагонеток:

в порожнем составе

$$n_{в.п} = \frac{Q_{пmin}}{g_b}; \quad (\text{VIII.54})$$

в груженом составе

$$n_{в.г} = \frac{Q_{гmin}}{\rho_3 \mu_b \gamma_n + g_b}, \quad (\text{VIII.55})$$

где $Q_{пmin}$, $Q_{гmin}$ — соответственно минимальные значения веса порожнего и груженого составов, тс; ρ_3 — коэффициент заполнения вагонеток; μ_b — емкость вагонетки, м³; g_b — масса вагонетки, т; $n_{в.п}$, $n_{в.г}$ округляются до ближайшего меньшего целого числа и выбирается меньшее из них.

Тогда:

вес груженого состава по принятому числу вагонеток (тс)

$$Q_{г} = n_{вmin} (\rho_3 \mu_b \gamma_n + g_b), \quad (\text{VIII.56})$$

вес порожнего состава по принятому числу вагонеток

$$Q_{п} = n_{вmin} g_b. \quad (\text{VIII.57})$$

Определяется инвентарное число электровозов

$$N_{эл} = N_{эл.р\&b} + N_{эл.р\&z}, \quad (\text{VIII.58})$$

где $N_{\text{эл. раб}}$ — число рабочих электровозов; $N_{\text{эл. рез}}$ — число резервных электровозов,

$$N_{\text{эл. рез}} = \frac{\tau_p}{\tau},$$

где τ_p — необходимое число рейсов в смену, рассчитываемое по формуле

$$\tau_p = \tau_{p.г} + \tau_{п.л.}$$

Здесь

$$\tau_{p.г} = \frac{1000 k_{\text{нер}} A_{\text{см}}}{n_{\text{н}} \rho_{\text{э}} \mu_{\text{в}} \gamma_{\text{н}}},$$

где $k_{\text{нер}}$ — коэффициент неравномерности выдачи груза, $k_{\text{нер}} = 1,5$; $A_{\text{см}}$ — сменный суммарный грузопоток участка, т; $\tau_{п.л.}$ — необходимое число рейсов для перевозки людей; τ — число возможных рейсов одного электровоза в течение смены,

$$\tau = \frac{60 T_0}{T_p},$$

где T_0 — чистое время работы электровозной откатки в смену, ч; T_p — время рейса, мин.

Сменная производительность одного рабочего локомотива ($P_{\text{эл.}}$, т/км) устанавливается по формуле

$$P_{\text{эл. р}} = \frac{L_{\text{от}} A_{\text{см}}}{N_{\text{раб}}}. \quad (\text{VIII.59})$$

Сменная производительность одного инвентарного локомотива

$$P_{\text{эл}} = \frac{L_{\text{от}} A_{\text{см}}}{N_{\text{эл}}},$$

где $L_{\text{от}}$ — длина откатки, км.

Потребное число вагонеточного парка определяется путем их расстановки по рабочим местам исходя из условий: на каждый рабочий электровоз по одному составу, на каждый погрузочный пункт — по обменному составу плюс число составов, предусмотренных в качестве аккумулярующей емкости.

Основные положения по выбору скребковых конвейеров. Для выбора скребкового конвейера необходимо определить:

размеры желоба, определяющие площадь поперечного сечения груза $F_{\text{ж}}$; скорость движения рабочего органа $V_{\text{к}}$; прочность тяговых цепей $P_{\text{т.ц}}$, мощность привода N .

Основными исходными данными являются; расчетный грузопоток $Q_{\text{р}}$, т/ч; длина конвейера $L_{\text{к}}$, м; средний угол наклона $\beta_{\text{ср}}$, градус.

Связь расчетного грузопотока с основными параметрами конвейера описывается уравнением

$$Q_{\text{р}} = 3600 F_{\text{ж}} \psi_{\text{ж}} \gamma_{\text{н}} V_{\text{к}}, \quad (\text{VIII.60})$$

где $\psi_{\text{ж}}$ — коэффициент заполнения желоба.

VIII.7. ПРОЕКТИРОВАНИЕ СХЕМЫ И ПАРАМЕТРОВ ВЕНТИЛЯЦИИ ШАХТЫ

1. *Исходные данные для проектирования вентиляции.* Материалы, необходимые для проектирования вентиляции, включают:

данные о природной метаноносности в пределах шахтного поля; данные технического анализа углей по геологическим скважинам (выход горючих летучих веществ, зольность и влажность углей);

схемы опробования рабочих пластов и разрезы с прогнозом газоносности и нанесением верхних границ метановой зоны, изогипс почвы или кровли пластов и изогаз;

данные о температуре горных пород.

Основные задачи проектирования вентиляции включают: прогноз метанообильности выемочных участков для вариантов схем проветривания, выбор вариантов схем проветривания выемочных участков, расчет максимальной нагрузки на лаву и по газовому фактору, расчет количества воздуха для проветривания выемочных участков и подготовительных забоев, выбор возможных вариантов схем проветривания шахты, обоснование наиболее экономичного варианта схемы проветривания применительно к возможным схемам вскрытия и подготовки шахтного поля.

После обоснования варианта схемы проветривания шахты производится детальный расчет вентиляции на 15—25 лет ее эксплуатации. В этом периоде устанавливаются наиболее характерные состояния развития шахты и для этих состояний составляются схемы проветривания шахты. Для каждой схемы производится расчет количества воздуха, осуществляется анализ устойчивости схемы проветривания и производится расчет депрессии шахты. Далее осуществляется выбор вентиляторов главного проветривания, определяются места установки и рассчитываются параметры регулировочных устройств.

2. *Классификация схем проветривания выемочных участков.* Расчеты газообильности и расхода воздуха для проветривания выемочных участков в значительной степени определяются схемами их проветривания.

Классификация схем проветривания выемочных участков по основным признакам приведена в табл. VIII.6

Схемы вентиляции 1-го типа приведены на рис. VIII.17, 2-го типа — на рис. VIII.18, 3-го типа — на рис. VIII.19.

3. *Прогноз метанообильности выработок.* Относительная метанообильность выработок шахтопласта ($\text{м}^3/\text{т}$)

$$q_{\text{шп}} = q_{\text{с}} + q_{\text{п. в}} + q_{\text{ст}}, \quad (\text{VIII.61})$$

где $q_{\text{с}}$ — средневзвешенная относительная метанообильность выработок выемочных участков шахты, $\text{м}^3/\text{т}$; $q_{\text{п. в}}$ — относительная метанообильность подготовительных выработок, $\text{м}^3/\text{т}$; $q_{\text{ст}}$ — относительное газовыделение из выработанных пространств ранее отработанных этажей, $\text{м}^3/\text{т}$.

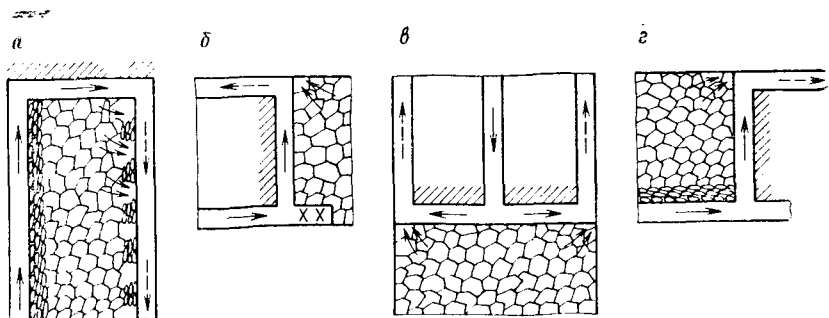


Рис. VIII.17. Схема вентиляции 1 типа:

а, б, в, г — варианты схемы

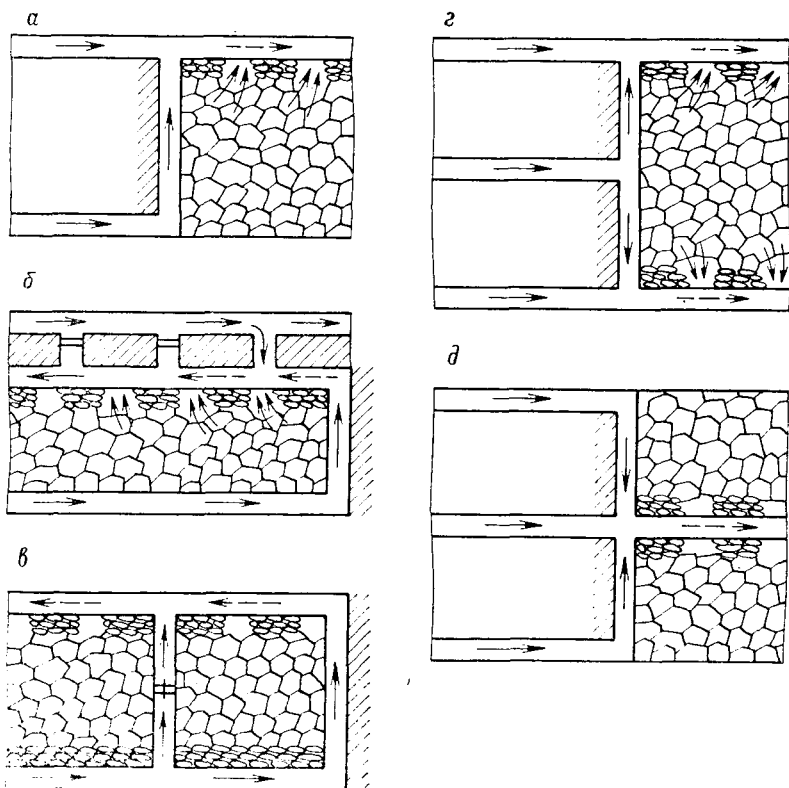


Рис. VIII.18. Схема вентиляции 2 типа:

а, б, в, г, д — варианты схемы

Значение

$$q_c = \frac{\sum_{i=1}^m q_{i \text{ уч}} A_{i \text{ уч. с}}}{\sum_{i=1}^m A_{i \text{ уч}}}, \quad (\text{VIII.62})$$

где $q_{i \text{ уч}}$ — относительная газообильность выработок i -го выемочного участка, $\text{м}^3/\text{т}$; $A_{i \text{ уч. с}}$ — среднесуточная добыча с выемочного участка, т ; m — число выемочных участков шахты.

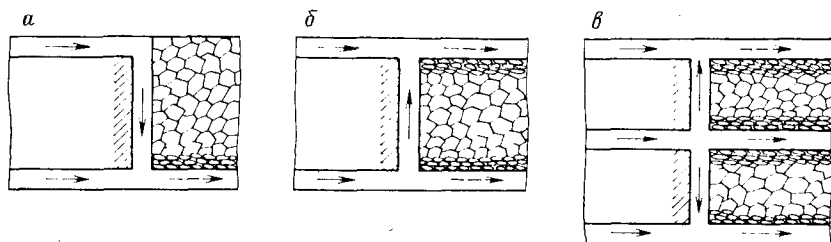


Рис. VIII.19. Схемы вентиляции 3 типа:

а, б, в — варианты схемы

Относительная газообильность $q_{\text{уч}}$ ($\text{м}^3/\text{т}$) определяется как сумма относительных газовыделений из трех источников: разрабатываемого пласта $q_{\text{р. п.}}$, сближенных пластов $q_{\text{с. п}}$ и боковых пород $q_{\text{пор}}$:

$$q_{\text{уч}} = q_{\text{р. п}} + q_{\text{с. п}} + q_{\text{пор}}, \quad (\text{VIII.63})$$

Т а б л и ц а VIII.7

Классификация	Классификационный признак	Возможные варианты проветривания	Условные обозначения
Тип	Степень обособленности разбавления вредных по источникам поступления	Последовательное Частичное Полное	1 2 3
Подтип	Направление выдачи исходящей из лавы струи воздуха	На выработанное пространство На массив угля	В М
Класс	Зависимость или независимость проветривания выемочных участков	Комбинированное Независимое Зависимое	К Н З
Подкласс	Направление движения воздуха по очистному забою	Восходящее Нисходящее Горизонтальное	в н г
Вид	Взаимное направление свежей и исходящей струей	Возвратноточное Прямоточное	вт пт

Относительное суммарное газовыделение из разрабатываемого пласта при разработке пластов без разделения на слои определяется из выражения

$$q_{p. п} = \frac{m_{п}}{m_{в}} (k_{с. р} + k_{ш}) (X_{п} - X_{о}), \quad (\text{VIII.64})$$

где $m_{п}$ и $m_{в}$ — соответственно полная и вынимаемая мощность пласта, м; $X_{п}$ и $X_{о}$ — соответственно природная и остаточная метаноносность пласта, м³/т; $k_{с. р}$ — коэффициент, учитывающий влияние системы разработки на метановыделение из пласта; $k_{ш}$ — коэффициент, учитывающий газовыделения из оставляемых в выработанном пространстве целиков угля.

Остаточная метаноносность отбитого угля зависит от характеристик технического анализа:

$$X_{о} = \frac{X_{о. г} (100 - W_{уг} - a_{зол})}{100}, \quad (\text{VIII.65})$$

где $X_{о. г}$ — остаточная метаноносность горючей массы углей, м³/т; $W_{уг}$ — природная влажность угля, %; $a_{зол}$ — природная зольность угля, %.

Значения остаточной метаноносности углей $X_{о. г}$ зависят от выхода летучих веществ и определяются в соответствии со специальными методиками и рекомендациями МакНИИ, ВостНИИ, ПечорНИУИ.

Значение коэффициента $k_{с. р}$ при сплошной системе разработки принимается равным 1, поскольку вынимаемый уголь впереди забоя не дегазирован. В других случаях $k_{с. р}$ рассчитывается в зависимости от количества метана, выделяющегося с обнаженных поверхностей массива угля, подлежащего выемке, в оконтуривающие выработки.

Расчет $k_{с. р}$ при обработке мощных пластов с разделением на слои производится отдельно для каждого слоя в порядке очередности их выемки.

Относительное газовыделение (м³/т) из сближенных пластов

$$q_{с. п} = \sum_{i=1}^m q_{i \text{ с. п}},$$

$$q_{i \text{ с. п}} = \frac{m_i}{m_{в}} (X_{п} - X_{о}) \left(1 - \frac{H_{м. п}}{H_{м. п. о}} \right), \quad (\text{VIII.66})$$

где i — порядковый номер сближенного пласта; m — число сближенных пластов; $H_{м. п}$ — расстояние по нормали между разрабатываемым и смежным пластами, м; $H_{м. п. о}$ — предельное расстояние по нормали между разрабатываемым и смежным пластами, при котором газовыделение из последнего практически равно нулю, м.

Относительное газовыделение из вмещающих пород (м³/т) определяется по формуле

$$q_{пор} = k_{п} q_{п. п}, \quad (\text{VIII.67})$$

где $k_{п}$ — эмпирический коэффициент.

Значения k_n принимаются равными: при полной закладке $k_n = 0,10$; при частичной закладке $k_n = 0,20$; при полном обрушении $k_n = 0,25$.

Значения относительного газовыделения подготовительных выработок в формуле (VIII.61) рассчитываются по формуле

$$q_{п. в} = \sum_{i=1}^m I_{п. в. i} / A_{ш. п. с}, \quad (\text{VIII.68})$$

где $I_{п. в. i}$ — абсолютная метанообильность i -й обособленно проветриваемой выработки, $\text{м}^3/\text{сут}$; $A_{ш. п. с}$ — добыча на одном шахтопласте, $\text{т}/\text{сут}$; m — число обособленно проветриваемых подготовительных выработок.

В свою очередь,

$$I_{п. в. i} = (I_{пов} + I_{о. у}) 1440, \quad (\text{VIII.69})$$

где $I_{пов}$ — метановыделение с обнаженных поверхностей пласта, $\text{м}^3/\text{мин}$; $I_{о. у}$ — метановыделение из отбитого угля, $\text{м}^3/\text{мин}$;

$$I_{пов} = n_1 m_{п. в} c_0 \left(2 \sqrt{\frac{l_{п. в}}{v_{п. в}}} - 1 \right), \quad (\text{VIII.70})$$

$$I_{о. у} = b_y v_{п. в} \gamma m_b (X_{п. в} - X_o), \quad (\text{VIII.71})$$

где n_1 — число неподвижных обнаженных поверхностей пласта; $v_{п. в}$ — средняя скорость проведения выработки, $\text{м}/\text{мин}$; c_0 — начальное метановыделение $\text{м}^3/(\text{мин м}^2)$; $l_{п. в}$ — длина подготовительной выработки, м ; b_y — ширина забоя подготовительной выработки по углю, м ; γ — плотность угля, $\text{т}/\text{м}^3$.

Относительное газовыделение из выработанных пространств ранее отработанных этажей (VIII.61) рассчитывается по формуле

$$q_{ст} = k_{ст} (q_{уч} + q_{п. в}), \quad (\text{VIII.72})$$

где $k_{ст}$ — эмпирический коэффициент, значения которого для различных условий приведены ниже:

Вентиляционная выработка проведена по одиночному пласту и примыкает к выработанному пространству ранее отработанных этажей или является квершлагом, пересекающим ранее отработанные этажи	0,1
Вентиляционная выработка проведена по пласту, имеющему сближенные пласты, и примыкает к выработанному пространству ранее отработанных этажей	0,15

Расчет максимальной нагрузки на очистную выработку по газовому фактору. При известной метанообильности очистного забоя допустимая нагрузка на забой по газовому фактору

$$A_{о. з. с} = A_{в. м} T_{м. д}, \quad (\text{VIII.73})$$

где $A_{в. м}$ — допустимая производительность выемочной машины по газовому фактору, $\text{т}/\text{мин}$; $T_{м. д}$ — время работы машины в сутки по добыче, мин .

Значение $A_{в.м}$ определяется в зависимости от суточного коэффициента машинного времени k_m , который представляет собой относительное время работы машины в сутки, т. е.

$$k_m = T_m / 1440,$$

где T_m — время работы выемочной машины в сутки, мин; 1440 — общее время суток, мин.

При $k_m < 0,5$

$$A_{в.м} = \frac{0,6 v_{max} F_{о.в} d}{k_{дег.е} q_{р.п} (1 - k_{дег.р.пл}) + [(1 - k_{дег.е}) q_{р.п} (1 - k_{дег.р.пл}) + k_{в.п} q_{в.п} (1 - k_{дег.с.п})] \frac{T_m}{1440}}. \quad (VIII.74)$$

При $k_m > 0,5$

$$A_{в.м} = \frac{0,6 v_{max} F_{о.в} d}{k_{оч} q_{л}}, \quad (VIII.75)$$

где v_{max} — максимально допустимая ПБ скорость движения воздуха в выработке, м/с; $F_{о.в}$ — расчетная площадь поперечного сечения призабойного пространства очистной выработки, м²; d — допустимая концентрация метана в исходящей вентиляционной струе, %; $q_{р.п}$ — относительное газовыделение из разрабатываемого пласта в призабойное пространство очистной выработки, м³/т; $q_{л}$ — газообильность лавы, м³/т; $k_{дег.е}$ — коэффициент, учитывающий естественную дегазацию пласта в зоне выемки; $k_{дег.р.п}$ — коэффициент, учитывающий эффективность дегазации разрабатываемого пласта; $k_{дег.с.п}$ — коэффициент, учитывающий эффективность дегазации сближенных пластов и выработанных пространств; $k_{в.п}$ — коэффициент, учитывающий выделение метана из выработанного пространства в призабойное; $k_{оч}$ — коэффициент, учитывающий влияние дегазации пласта и режима работы выемочной машины на газообильность лавы.

Площадь $F_{о.в}$ зависит от схемы вентиляции участка. При схемах вентиляции с частично и полностью обособленным разбавлением вредностей (см. рис. VIII.17; VIII.18) $F_{о.в}$ принимается равной площади поперечного сечения выработки в свету $F_{о.в.св}$. При схемах вентиляции с последовательным разбавлением газа, пыли и других вредностей, с выдачей исходящей струи в направлении массива угля (схемы проветривания типа I, подтипа М см. табл. VIII.7).

$$F_{о.в} = F_{о.в.св} k_{ут.в}, \quad (VIII.76)$$

где $F_{о.в.св}$ — площадь поперечного сечения призабойного пространства очистной выработки в свету, м²; $k_{ут.в}$ — коэффициент, учитывающий утечки воздуха через выработанное пространство.

Значения площадей поперечного сечения $F_{о.в.св}$ для лав с механизированными крепями приведены в табл. VIII.8.

Т а б л и ц а VIII.8

Тип крепи (комплекса)	Вынимаемая мощность пласта, м	Площадь поперечного сечения в свету $F_{о. в. св'}$, м ²	Тип крепи (комплекса)	Вынимаемая мощность пласта, м	Площадь поперечного сечения в свету $F_{о. в. св'}$, м ²
МК-97Д	0,70—0,9	1,41—1,2	М-88	1—1,24	1,8—2,2
2МК-97	0,85—1,2	1,52—2,17	(КМ-88)	1,15—1,55	2—2,8
«Донбасс»	0,7—1,1	1,56—2,5	Агрегат СА	1,4—1,95	2,3—4,4
М-101Т	0,6—0,8	1,2—1,6	Агрегат АМС	2,2	6
М-87ДН,	1,15—1,45	2,7	М-130	2—3,2	3,54—6,5
М-87Э	1,30—1,95	4,6	(КМ-130)	0,75	1,85
КМ-87Э)			2КГД		
М-87П	1,1—1,45	2,3		1,2	3,12
(КМ-87П)	1,35—1,95	4,6	«Днепр-3»	0,85	1,04
ИМКМ	1,4—1,75	3		1,3	1,89
		3,8	МТ (КМТ)	1,1—1,5	1,8—2,75
ИМК	1,6—2,2	2,9		1,35—2,0	2,2—3,5
(ИМКЭ)		4,4	Агрегаты:		
Т-13К	2—2,45	2,7	АШК	1,4	1,8
(ЮКП)		3,4		2,2	3,2
Т-13К	2,2—3	2,75—3,4	АНЩ	0,7	1,05
(ЮКП)				1,1	2,32
2М-81Э	2	3,54	АГП	—	3
(КМ-81)	3,2	6,32	АМСК	—	2,9
			Комплексы:		
			КГСП	—	5,6
			КСНІ	—	6,3

П р и м е ч а н и е. При мощности пласта, не указанной в таблице, значение $F_{о. в. св}$ определяется интерполяцией.

Коэффициент $k_{ут. в}$ зависит от схемы проветривания участка, состава пород выработанного пространства и способа управления кровлей. Его значения приведены в табл. VIII.9.

При схемах проветривания с последовательным разбавлением газа, пыли и других вредных и выдчей исходящей струи на выработанное пространство (схемы проветривания типа 1, подтипа В см. табл. VIII.7).

$$F_{о. в} = F_{о. в. св} k_{о. з.} \quad (\text{VIII.77})$$

Значения коэффициента $k_{о. з.}$, учитывающего движение воздуха по выработанному пространству, непосредственно прилегающему к призайному, приведены в табл. VIII.10.

Относительное газовыделение $q_{пл}$ в рабочее пространство очистного забоя при разработке пласта без разделения на слои

$$q_{пл} = \frac{m_{п}}{m_{в}} k_{пл} (X_{п} - X_{0}). \quad (\text{VIII.78})$$

Т а б л и ц а VIII.9

Схемы проветривания выемочных участков		Значения $k_{ут.в}$ в зависимости от способа управления кровлей и от пород непосредственной кровли							
Тип, подтип, класс схем проветри- вания	Варианты схем провет- ривания участка см. [42], стр. 149—152	Полное обрушение			Частичная закладка			Плановое опускание	
		глинистые сланцы	песчаные сланцы	песчаники	глинистые сланцы	песчаные сланцы	песчаники	глинистые сланцы	известняки
I-B-H I-B-3	а, в, д, ж а, г, ж	1,4	1,55	1,7	1,2	1,25	1,4	1,3	1,7
I-B-H I-B-3	б, г, е, з б, в, д, е, ж	1,3	1,4	1,55	1,2	1,25	1,35	1,2	1,6
1-M-H 1-M-3	а — з а — к	1,25	1,3	1,4	1,1	1,15	1,25	1,2	1,3
2-B-H 2-B-3	а — щ а — ф	1,6	1,65	1,8	1,25	1,3	1,4	1,65	1,85
3-B-H 3-B-3	а — с а — м								

П р и м е ч а н и е. В таблице приведены значения коэффициента $k_{ут.в}$ при охране выработок, примыкающих к выработанному пространству, бутовыми полосами шириной 4—6 м. При охране выработок другими способами величина коэффициента $k_{ут.в}$ умножается на поправочный коэффициент, равный: при охране кострами — 1,45; буто-кострами и бутовыми полосами шириной менее 4 м — 1,1; бутовыми полосами с окнами — 1,05; бутовыми полосами шириной 7—10 м — 0,90; 11—15 м — 0,8; 16—20 м — 0,7.

Относительное газовыделение $q_{в.п}$ для тех же условий

$$q_{в.п.} = \frac{m_{п}}{m_{в}} k_{ц} (X_{п} - X_{о}) + q_{с.п} + q_{пор.} \quad (\text{VIII.79})$$

Коэффициент, учитывающий естественную дегазацию пласта $k_{дег.е}$ определяется в зависимости от скорости подвигания очистного забоя и марки угля. Его значения приведены в табл. VIII.11.

Т а б л и ц а VIII.10

Способ управления кровлей	Породы непосредственной кровли	Значения коэффициента $k_{о.з}$
Полное обрушение	Песчаники	1,30
	Песчанистый сланец	1,25
	Глинистый сланец	1,20
	Сыпучие	1,05
Плановое опускание	Глинистый сланец	1,15
Частичная закладка	То же	1,10
Полная закладка	»	1,05

Т а б л и ц а VIII.11

Скорость подвигания забоя, м/сут	Значение коэффициента $k_{\text{дег.е}}$			Скорость подвигания забоя, м/сут	Значения коэффициента $k_{\text{дег.е}}$		
	каменные угли	тощие угли	антрациты		каменные угли	тощие угли	антрациты
1,5	0,50	0,60	0,70	4,0	0,77	0,82	0,87
2,0	0,56	0,65	0,74	4,5	0,83	0,87	0,90
2,5	0,61	0,65	0,77	5,0	0,89	0,91	0,94
3,0	0,67	0,73	0,80	5,5	0,95	0,96	0,97
3,5	0,72	0,78	0,83	6	1,0	1,0	1,0
				и более			

Коэффициент $k_{\text{в.п}}$ зависит от схемы вентиляции. Для схем с последовательным разбавлением вредностей (1-й тип) и выдачей исходящей струи из лавы на массив $k_{\text{в.п}} = 1$; для схем того же типа с выдачей струи на выработанное пространство $k_{\text{в.п}} = 2$; для схем с частично и полностью обособленным разбавлением вредностей (2-й и 3-й типы) и выдачей исходящей струи из лавы на выработанное пространство $k_{\text{в.п}} = 0$.

По формуле (VIII.75) газообильность лавы

$$q_{\text{л}} = q_{\text{р.п}} (1 - k_{\text{дег.р.л}}) + k_{\text{в.п}} q_{\text{в.п}} (1 - k_{\text{дег.р.п}}). \quad (\text{VIII.80})$$

Коэффициент $k_{\text{оч}}$ рассчитывается по формуле

$$k_{\text{оч}} = k_{\text{м}} \left[\frac{(X_{\text{п}} - X_{\text{о}}) (1 - k_{\text{м}}) (1 - k_{\text{дег.р.п}})}{q_{\text{л}}} + 1 \right].$$

Расчет расхода воздуха. Расход воздуха для проветривания забоев определяется по следующим факторам; по газовыделению; по газам от взрывных работ; по наибольшему числу людей; по пылевому фактору.

По фактору метановыделения расход воздуха при нагрузке на очистной забой, принятой по газовому фактору,

$$Q_{\text{о.з}} = 60 v_{\text{max}} F_{\text{о.в.св.}} \quad (\text{VIII.81})$$

При меньшей принятой нагрузке

$$Q_{\text{о.з}} = \frac{100 I_{\text{о.в}}}{d - d_0}, \quad (\text{VIII.82})$$

где $I_{\text{о.в}}$ — абсолютная метанообильность очистной выработки, $\text{м}^3/\text{мин}$; d_0 — концентрация метана в струе, поступающей на выемочный участок, %.

Метанообильность

$$I_{\text{о.в}} = A_{\text{в.м}} \{ k_{\text{дег.е}} q_{\text{р.п}} (1 - k_{\text{дег.р.п}}) + [(1 - k_{\text{дег.е}}) q_{\text{р.п}} (1 - k_{\text{дег.р.п}}) + k_{\text{в.п}} q_{\text{в.п}} (1 - k_{\text{дег.с.п}}) \frac{T_{\text{м}}}{1440} \}. \quad (\text{VIII.83})$$

Исходя из разбавления газов, образующихся при взрывных работах, расход воздуха

$$Q_{0.з} = \frac{34}{t_n} \sqrt{BV}, \quad (\text{VIII.84})$$

где t_n — время проветривания выработки, мин; V — объем проветриваемой выработки, м^3 ; B — количество одновременно взрываемого ВВ, кг.

По наибольшему числу людей расчет производится по формуле

$$Q_{0.з.л} = 6n_{\text{ч}}, \quad (\text{VIII.85})$$

где $n_{\text{ч}}$ — наибольшее число людей, одновременно работающих в очистной или подготовительной выработке.

Оптимальное значение скорости движения воздуха по пылевому фактору составляет: для очистных забоев — 1,6 м/с, для подготовительных выработок с конвейерной доставкой — 1,3 м/с.

Расход воздуха по пылевому фактору

$$Q_{\text{оч. пыл}} = 60v_{\text{в.о}} F_{\text{о. в. св}}, \quad (\text{VIII.86})$$

где $v_{\text{в.о}}$ — оптимальная по пылевому фактору скорость воздуха, м/с.

Расход воздуха для проветривания выемочного участка определяется по трем факторам — постоянно выделяющимся газам, по газам, образующимся при взрывных работах, по наибольшему числу людей.

Исходя из постоянно выделяющихся газов расход воздуха ($\text{м}^3/\text{мин}$) на выемочном участке при схемах проветривания с последовательным разбавлением

$$Q_{\text{уч}} = Q_{\text{оч}} k_{\text{ут. в}}, \quad (\text{VIII.87})$$

Значения $k_{\text{ут. в}}$ приведены в табл. VIII.9.

При схемах проветривания с обособленным разбавлением метана

$$Q_{\text{уч}} = Q_{\text{оч}} k_{\text{ут. в}} + Q_{\text{доп}}, \quad (\text{VIII.88})$$

где $Q_{\text{доп}}$ — дополнительный расход воздуха на разбавление метана, выделяющегося из выработанного пространства и из транспортируемого угля.

Расход воздуха $Q_{\text{доп}}$ ($\text{м}^3/\text{мин}$)

$$Q_{\text{доп}} = \frac{A_{\text{оч}} q_{\text{в. п}} (1 - k_{\text{в. п}})}{14,4} + \frac{A_{\text{в. м}} (X'_0 - X''_0) 100}{c} - Q_{\text{оч}} (k_{\text{ут. в}} - 1). \quad (\text{VIII.89})$$

В формуле (VIII.89) X'_0 и X''_0 — остаточная метаносность отбитого угля в начале и конце выработки, соответственно определяется по специальным методикам.

По наибольшему числу людей $n_{\text{ч}}$ расход воздуха для проветривания участка

$$Q_{\text{уч}} = 6n_{\text{ч}} k_{\text{ут. в}}. \quad (\text{VIII.90})$$

По газам, образующимся при взрывных работах, расход воздуха

$$Q_{\text{уч}} = Q_{0.3} k_{\text{ут. в}}, \quad (\text{VIII.91})$$

где $Q_{0.3}$ — максимальный расход воздуха для разбавления газов, образующихся при взрывных работах в лаве или в других выработках участка.

Расход воздуха для проветривания электромашинных и трансформаторных камер

$$Q_{\text{к}} = \frac{50 \sum N_i (1 - \eta_i) k_{3.у}}{26 - t_0}, \quad (\text{VIII.92})$$

где N_i — мощность электроустановок, кВт; η_i — к. п. д. установки; $k_{3.у}$ — коэффициент суточной загрузки установки; t_0 — температура воздуха, поступающего в выработки в наиболее жаркий месяц года, °С.

Расход воздуха для проветривания складов взрывчатых материалов

$$Q_{\text{ск}} = 0,07 V_{\text{ск}}, \quad (\text{VIII.93})$$

где $V_{\text{ск}}$ — суммарный объем выработок склада, м³.

Расход воздуха для проветривания зарядных камер

$$Q_{\text{к}} = 30 k_3 n_a, \quad (\text{VIII.94})$$

где k_3 — коэффициент, зависящий от типа аккумуляторного электроваза, равный 0,6—2,2; n_a — число одновременно заряжаемых аккумуляторных батарей.

Расход воздуха для проветривания вентиляционного участка, включающего выработки отдельного выемочного поля, ограниченного точками разделения и слияния вентиляционных воздушных потоков с общешахтными струями:

$$Q_{\text{вт. уч}} = 1,1 (1,15' \sum Q_{\text{уч}} + \sum Q_{\text{п. в}} + \sum Q_{\text{к}} + \sum Q_{\text{п. л}} + \sum Q_{0. в}) \times (1 + k_{\text{ут}}), \quad (\text{VIII.95})$$

где $Q_{\text{п. в}}$ — расход воздуха для проветривания подготовительной выработки; $Q_{\text{п. л}}$ — расход воздуха для проветривания погашаемых лав; $Q_{0. в}$ — расход воздуха для обособленно проветриваемых выработок; $k_{\text{ут}}$ — коэффициент утечек воздуха, учитывающий горно-технические условия. Его величина рассчитывается и составляет обычно 0,1—0,3.

В формуле (VIII.95) расходы воздуха суммируются по однотипным объектам (участкам, подготовительным выработкам и т. д.). Расходы воздуха для обособленно проветриваемых выработок $Q_{0. в}$ определяются по их фактической газообильности и по минимальной скорости движения воздуха в выработке.

Расход количества воздуха для проветривания шахты

$$Q_{\text{ш}} = 1,1 (k_a \sum Q_{\text{уч}} + \sum Q_{\text{п. в}} + \sum Q_{0. в} + \sum Q_{\text{п. л}} + \sum Q_{\text{к}} + \sum Q_{\text{ут. ш}}). \quad (\text{VIII.96})$$

С учетом того, что допустимая концентрация метана в исходящей струе шахты составляет 0,75 %, т. е. меньше, чем в исходящих струях забоев и участков, рассчитанное количество воздуха проверяется по условию соблюдения этой концентрации, т. е. 0,75.

Проверка осуществляется по формуле

$$1,1 (k_a \sum Q_{\text{уч}} + \sum Q_{\text{п. в}} + \sum Q_{\text{о. в}} + \sum Q_{\text{пл}} + \sum Q_{\text{к}} + \sum Q_{\text{ут. ш}} \geq 133 \times \\ \times (\sum I_{\text{уч}} + \sum I_{\text{п. в}} + \sum I_{\text{ст}} + \sum I_{\text{о. в}}), \quad (\text{VIII.97})$$

где $\sum Q_{\text{к}}$ — расход воздуха для проветривания камер за пределами околоствольного двора; $\sum Q_{\text{ут. ш}}$ — суммарные утечки воздуха за пределами выемочных участков, не включая утечки в околоствольных дворах; $\sum I_{\text{уч}}$ — суммарное газовыделение на выемочных участках; $\sum I_{\text{п. в}}$ — суммарное газовыделение в подготовительных выработках; $\sum I_{\text{ст}}$ — суммарное газовыделение из старых выработанных пространств; $\sum I_{\text{о. в}}$ — суммарное газовыделение из обособленно проветриваемых выработок.

Расчет депрессии шахты. Депрессия шахты определится как сумма депрессий последовательно соединенных выработок по пути максимальной трудности проветривания. Такие пути выбираются при проектировании, исходя из практической оценки трудности проветривания (наиболее удаленные выработки, максимальные расходы воздуха и т. п.). Обычно для большей надежности определяется депрессия по нескольким направлениям движения воздуха от точки его поступления в шахту до точки выхода на поверхность. Дополнительно к этому учитывается депрессия местных сопротивлений, воздухоохладителей, канала вентилятора и естественной тяги.

Депрессия шахты

$$h_{\text{ш}} = \frac{h_{\text{п. н}}}{k_{\text{к. в}} k_{\text{м. с}}} + \frac{h_{\text{в. ох}}}{k_{\text{к. в}}}, \quad (\text{VIII.98})$$

где $h_{\text{п. н}}$ — суммарная депрессия последовательных выработок расчетного направления; $k_{\text{к. в}}$ — коэффициент, учитывающий депрессию канала вентилятора, равный 0,9; $k_{\text{м. с}}$ — коэффициент, учитывающий депрессию местных сопротивлений, равный 0,9; $h_{\text{в. ох}}$ — депрессия воздухоохладителя.

Депрессия расчетного направления определяется как сумма депрессий отдельных выработок:

$$h_{\text{р. н}} = h_1 + h_2 + h_3 + \dots + h_n.$$

Депрессия каждой выработки

$$h = \alpha P L Q^3 / F^3, \quad (\text{VIII.99})$$

где α — коэффициент аэродинамического сопротивления выработки, $\text{Н} \cdot \text{с}^2 / \text{м}^4$; P — периметр выработки, м; L — длина выработки, м; Q — количество воздуха, проходящего по выработке, $\text{м}^3 / \text{с}$; F — площадь поперечного сечения выработки, м^2 .

В общем случае максимально допустимая депрессия шахты не должна превышать 30 $\text{Н} / \text{м}^2$, а для крупных шахт с высокой газо-

обильностью — 45 Н/м^2 . При разработке пластов, склонных к самовозгоранию, максимальная депрессия не должна превышать 30 Н/м^2 .

Естественное распределение воздуха по отдельным ветвям вентиляционной сети шахты обычно не удовлетворяет потребностям участков. Для обеспечения необходимого распределения воздуха в вентиляционной сети шахты прибегают к установке вентиляционных сооружений (вентиляционных окон, дверей, парусов), а также регуляторов типа воздушных и водных завес.

При выборе вентиляторной установки необходимо предусматривать запас по производительности не менее чем на 20 %.

На основании полученных данных $Q_{p. ш.}$, $h_{ш \text{ min}}$, $h_{ш \text{ max}}$ производится выбор вентиляторов главного проветривания.

VIII.8. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПЛОЩАДИ ПОПЕРЕЧНОГО СЕЧЕНИЯ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Площадь поперечного сечения любой выработки должна быть выбрана такой, чтобы она обеспечивала размещение и функционирование соответствующих транспортных средств с соблюдением регламентированных «Правилами безопасности» зазоров и ограничений скорости движения воздуха. Весьма важным является и то обстоятельство, что выработки шахты образуют сеть последовательных или параллельных вентиляционных соединений, и воздух движется по ним благодаря депрессии (компрессии), создаваемой вентилятором главного проветривания. При недостаточном сечении выработок депрессия шахты может оказаться чрезмерной, для существующих вентиляторов и, чтобы довести ее до нормы, необходимо снизить сопротивление отдельных звеньев. Как правило, это достигается увеличением площади сечений выработок сверх установленных по габаритам транспортных средств и допустимой скорости движения воздуха, в таких случаях возникает задача оптимизации площади сечений отдельных выработок, образующих шахтную вентиляционную сеть.

Таким образом, при проектировании шахт площадь поперечных сечений выработок необходимо выбирать с учетом трех основных факторов: размеров размещаемых в выработке транспортных средств, скорости движения воздуха и депрессии. Кроме того, площадь сечения одиночной выработки, установленная по этим факторам, не должна превышать максимального значения, определяемого возможностями существующих технических средств проведения.

Выбор сечений выработок по габаритам транспортных средств. В общем случае сечение выработки, отвечающее размерам транспортных средств, зависит от величины грузопотоков, определяемой нагрузкой на выработку по углю.

Площадь поперечного сечения главного скипового вертикального ствола составляет $19,6 \text{ м}^2$ при $A_{ш.с} \leq 5000 \text{ т/сут}$; $23,8\text{—}38,5 \text{ м}^2$ при $5000 \leq A_{ш.с} \leq 15\,000 \text{ т/сут}$; $44\text{—}56,5 \text{ м}^2$ при $A_{ш.с} > 15\,000 \text{ т/сут}$.

Точное значение площади поперечного сечения стволов устанавливается с учетом материала крепи, типа армировки и др.

Площадь поперечного сечения вспомогательных клетевых стволов в свету достаточно принимать равной $28,4 \text{ м}^2$ при $A_{\text{ш.с}} \leq 10\,000 \text{ т/сут}$; $38,5 \text{ м}^2$ — при $15\,000 \geq A_{\text{ш.с}} \geq 10\,000 \text{ т/сут}$ и $57—63,5 \text{ м}^2$ при $A_{\text{ш.с}} > 15\,000 \text{ т/сут}$.

Площадь поперечного сечения протяженных горизонтальных выработок (квершлагов, штреков), оборудованных рельсовой откаткой для транспортирования угля, устанавливается с учетом числа откаточных путей при соблюдении минимальной ширины между путями и минимальных зазоров между крепью и подвижным составом.

На основании обобщения фактических и проектных данных рекомендуется принимать главные и блоковые квершлагги, а также магистральные, главные и этажные транспортные штреки на всем протяжении двухпутными (ориентировочная площадь поперечного сечения $12—14,5 \text{ м}^2$ при креплении металлическими арками или бетоном). Вентиляционные подготовительные выработки, по которым осуществляется вспомогательный транспорт, достаточно принимать однопутными площадью поперечного сечения $7—10 \text{ м}^2$ с устройством разминок при длине выработки более 1000 м .

При проектировании наклонных выработок, обслуживающих панели (бремсберги, уклоны), в настоящее время предусматривают применение конвейеров для транспортирования угля, канатно-кресельных или монорельсовых подвесных дорог для передвижения людей и одноконцевой откатки для вспомогательного транспорта. Площади сечения этих выработок необходимо принимать в пределах $12,5 \text{ м}^2$ для конвейерного и вспомогательного бремсбергов (уклонов) и $10,5 \text{ м}^2$ — для людского хода.

Выбор сечения подготовительных выработок, примыкающих к очистному забою (ярусных и промежуточных штреков, выемочных бремсбергов и уклонов), должен осуществляться с учетом требований, предъявляемых к обеспечению условий для высокопроизводительной работы очистных забоев с комплексами оборудования и безремонтного поддержания выработки за весь срок ее службы. К числу таких требований относятся: необходимость выноса приводной головки забойного конвейера на штрек (бремсберг, уклон) с целью безнишевой выемки угля в лаве; размещение в выработке двух видов транспортных средств — конвейера и монорельсовой дороги; создание запаса сечения на осадку для последующего повторного использования выработки при отработке очередных выемочных столбов.

Исходя из этого сечение ярусных и промежуточных конвейерных штреков, конвейерных бремсбергов и уклонов при отработке пластов лавами по падению или восстанию должно быть в пределах $12—15 \text{ м}^2$, что принимается в настоящее время на практике и при проектировании шахт. Это сечение достаточно для нормальной работы лав в широком диапазоне нагрузок.

Определение площадей сечений выработок по скорости движения воздуха. В соответствии с требованиями ПБ максимальная скорость движения воздуха по выработкам, предназначенным для передвижения людей, ограничена значениями: 8 м/с — для воздухоподающих стволов, квершлагов, коренных (панельных) и магистральных штреков и панельных бремсбергов; 6 м/с — для ярусных штреков. По стволам, не предназначенным для передвижения людей, максимальная скорость воздуха установлена равной 12 м/с. Таким образом, при известном количестве воздуха $Q_{\text{возд}}$ (м³/с), проходящем по выработке, площадь ее поперечного сечения в свету

$$F_{\text{вент}} = Q_{\text{возд}} / v_{\text{возд}}, \quad (\text{VIII.100})$$

где $v_{\text{возд}}$ — максимально допустимая скорость движения воздуха.

Величина площади поперечного сечения горных выработок, определяемая по формуле (VIII.100), на газовых шахтах может превышать величину, установленную по габаритам транспортных средств.

При газообильности более 15 м³/т добычи и нагрузке на выработку 3000 т/сут необходимая по скорости воздуха площадь сечения квершлагов, главных штреков, бремсбергов и уклонов превышает максимально возможную величину и приходится проводить две параллельные выработки.

Определение площади поперечного сечения выработок по депрессии. Существующими нормами проектирования рекомендуется ограничивать общешахтную депрессию величиной 30—45 Н/см². В тех случаях, когда при выбранных по габаритам транспортных средств сечения и скорости движения воздуха суммарная депрессия выработок шахтной вентиляционной сети превышает указанный предел, необходимо увеличивать площадь поперечного сечения отдельных выработок и благодаря этому снижать общешахтную депрессию. Эти случаи имеют место, как правило, при проектировании крупных газообильных шахт с большими размерами шахтных полей.

При проектировании шахт с достаточной степенью точности задача выбора оптимальных сечений выработок может быть решена упрощенным методом (разработанным М. И. Устиновым), не требующим расчета затрат на проведение и поддержание выработок. Сущность метода заключается в следующем.

Из известной формулы депрессии определяется площадь (м²) поперечного сечения выработки:

$$F_{\text{деп } i} = \sqrt[2,5]{\frac{\alpha_i c_{\text{ф}i} L_i Q_{\text{возд}}^2 t}{h_i}}, \quad (\text{VIII.101})$$

где α_i — коэффициент аэродинамического сопротивления i -й выработки (i — индекс выработки вентиляционной цепи одного направления), Н·с²/м⁴; $c_{\text{ф}i}$ — коэффициент, учитывающий форму сечения выработки, принимается для выработок круглого сечения — 3,54, сводчатого — 3,8, трапециевидного — 4,15; L_i — длина вы-

работки, м; $Q_{\text{возд. } i}$ — количество проходящего по выработке воздуха, м³/с; h_i — депрессия выработки, Н/м².

При расчете депрессии выработки можно исходить из предположения полученного из опыта оптимизационных расчетов, что если общешахтная депрессия при выбранных каким-либо способом сечениях выработок вентиляционной цепи одного направления превосходит предельно допустимую $h_{\text{пр}}$, то ее целесообразно снижать путем увеличения сечений выработок с наибольшим значением вентиляционной характеристики D_i , равной:

$$D_i = \alpha_i c_{\phi i} L_i Q_{\text{возд. } i}^2 \quad (\text{VIII.102})$$

На основе этого можно утверждать об обратной зависимости между квотой депрессии данной выработки $h_{\text{д}i}$ в суммарной общешахтной депрессии и характеристикой D_i , умноженной на некоторый коэффициент k_i , учитывающий разницу в стоимости проведения 1 м³ отдельных выработок. Как известно, удельные затраты на проведение являются наибольшими для стволов и наименьшими для выемочных штреков (разница в 3,5 раза). Чтобы привести все выработки рассчитываемой шахтной вентиляционной сети к сопоставимым по затратам условиям, необходимо скорректировать характеристику D_i на некоторую величину k_i , равную (ориентировочно) 0,25 — для стволов, 0,5 — для квершлагов и 1 — для всех остальных выработок.

Тогда $D'_i = k_i D_i$.

При ограничении общешахтной депрессии величиной $h_{\text{пр}}$ депрессия каждой выработки определится формулой

$$h_i = \frac{h_{\text{пр}} \frac{1}{D'_i}}{\sum_{i=1}^n \frac{1}{D'_i}}, \quad (\text{VIII.103})$$

где n — число звеньев в цепи выработок одного направления.

Так как обычно сечение лавы, входящей в вентиляционную цепь выработок, бывает однозначно определено в зависимости от мощности пласта и типа выбранного комплекса оборудования, целесообразно исключить ее депрессию $h_{\text{л}}$ из общешахтной $h_{\text{пр}}$. Кроме того, нет необходимости учитывать местные сопротивления шахтной вентиляционной сети $h_{\text{м.с}}$, составляющие примерно, 0,1 $h_{\text{пр}}$.

Обозначим $h_{\text{л.м.с}} = h_{\text{л}} + h_{\text{м.с}}$. Окончательная формула для расчета депрессии в i -й выработке h_i (Н/м²) будет иметь вид:

$$h_i = \frac{(h_{\text{пр}} - h_{\text{л.м.с}}) \frac{1}{D'_i}}{\sum_{i=1}^n \frac{1}{D'_i}}. \quad (\text{VIII.104})$$

Итак, все величины, необходимые для решения рассматриваемой задачи, теперь известны, мы можем определить $F_{\text{деп } i}$ по приведенной выше формуле.

По сравнению с наиболее точным методом неопределенных множителей Лагранжа [47] завышение уровня затрат, зависящих от сечений выработок, не превышает 5—10 %.

Учет ограничений сечения выработки возможностями проходческой техники. Площадь поперечного сечения выработки, установленная по скорости движения воздуха или депрессии, может оказаться весьма большой, неприемлемой для реализации существующей проходческой техникой. В этом случае вместо одной предусматривается несколько параллельных выработок меньшей площади поперечного сечения.

В настоящее время площадь поперечного сечения протяженных, горизонтальных и наклонных выработок, равная 20—25 м², считается максимально возможной для проведения с применением проходческих комбайнов или буровзрывных работ. Площадь поперечного сечения вертикальных стволов, равная 60 м² (диаметр около 9 м), может быть принята предельной для современных средств проходки буровзрывным способом.

Порядок определения площади поперечного сечения выработок. В соответствии с изложенным площадь сечения любой выработки шахты должна удовлетворять следующим условиям:

$$F_{\text{max } i} > F_i \geq \max \{F_{\text{тр } i}; F_{\text{вент } i}\}; \quad (\text{VIII.105})$$

$$F_i \geq F_{\text{деп } i}$$

где $F_{\text{тр } i}$ — площадь поперечного сечения выработки, установленная по габаритам транспортных средств.

При определении площади поперечного сечения $F_{\text{деп } i}$ упрощенным методом целесообразен следующий общий порядок расчетов.

Вначале для каждой выработки шахты выбираются площади поперечных сечений $F_{\text{тр } i}$ и определяются значения $F_{\text{вент } i}$. Затем рассчитываются величины D_i , D'_i , а также депрессия лавы $h_{\text{л}}$ на всех пластах; составляется начальная цепь выработок и для нее устанавливаются площади поперечного сечения $F_{\text{деп } i}$ ($i = 1, 2, \dots, n$). Далее следует проверка установленных площадей поперечного сечения их минимальным значениям, выбранным по габаритам транспортных средств и предельной скорости движения воздуха. Если это условие выполняется, расчет считается окончательным, в противном случае поступают следующим образом: площадь поперечного сечения выработки принимается равной минимальному значению и при этой площади поперечного сечения подсчитывается депрессия, которая прибавляется к ранее установленной величине $h_{\text{л.м.с.}}$, а величины D_i и D'_i этой выработки приравниваются к нулю. Затем устанавливаются площади сечения оставшихся выработок при перерассчитанных значениях h_i и т. д.

Описанная методика позволяет определить площадь поперечного сечения выработок, образующих шахтную вентиляционную сеть. Для расчета площадей поперечных сечений одиночных выра-

боток можно воспользоваться соотношениями, устанавливающими приведенную выше зависимость площади поперечных сечений от нагрузки на выработку без учета ограничений на общешахтную депрессию (см. VIII.105).

В последние годы новые виды податливой крепи подготовительных выработок, высокие темпы отработки выемочных полей, средства охраны горных выработок создали благоприятные предпосылки для безремонтного содержания выработок в течение всего срока их службы. Расчет площадей поперечных сечений таких выработок ведется с учетом возможной деформации контура горной выработки, уменьшения вследствие этого ее поперечного сечения.

Необходимо знать величину деформации окружающих выработку пород (контура выработки) и на эту величину увеличить требуемую по условиям транспорта и вентиляции начальную площадь поперечного сечения выработки (рис. VIII.20):

$$F_{\text{нач}} = F_{\text{пр}} + \Delta F_{\text{д}}, \quad (\text{VIII.106})$$

где $F_{\text{пр}}$ — предельное значение площади поперечного сечения горной выработки в свету, определяемое из условий размещения транспортных средств, из условий подачи требуемого количества воздуха с допустимой скоростью, м^2 ; $\Delta F_{\text{д}}$ — величина деформации площади сечения горной выработки за ее срок службы, м^2 ; $F_{\text{нач}}$ — начальная площадь поперечного сечения горной выработки в свету, м^2 .

Величина деформации контура горной выработки и уменьшения вследствие этого поперечного сечения является функцией большого числа факторов: устойчивости вмещающих пород, расположения выработки относительно пласта угля и очистных работ, способа охраны выработки, срока нахождения выработки в зоне влияния работ, срока службы выработки и др.

Многочисленные инструментальные наблюдения [57] за деформациями (в основном смещения кровли) контура горных выработок в условиях Донбасса, обработанные затем с помощью методов теории корреляции, позволили получить ряд уравнений множественной регрессии. Эти уравнения выражают корреляционные зависимости вертикального смещения кровли у контура выработки от устойчивости вмещающих пород (через $\sigma_{\text{сж}}$), глубины разработки, способа охраны выработки (массив, бутовая полоса — массив, бутовая полоса — бутовая полоса и др.), от подверженности влия-

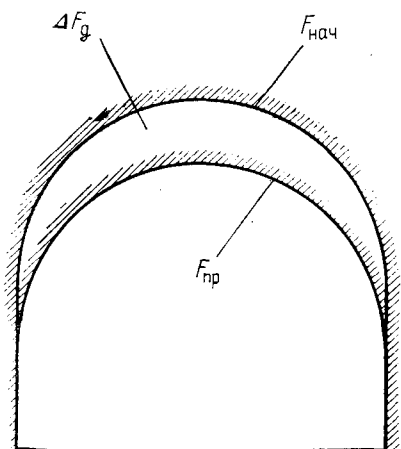


Рис. VIII.20. Схема к определению начального сечения горной выработки при безремонтном содержании

нию очистных работ, от площади поперечного сечения выработки ($F_{\text{нач}}$), мощности угольного пласта и непосредственной кровли, срока службы выработки $t_{\text{сл}}$ и др. При среднепостоянных характеристиках горно-геологических условий массива и угольного пласта получены выражения для определения вертикального смещения кровли выработки Δh с изменением срока службы $t_{\text{сл}}$ и площади поперечного сечения $F_{\text{нач}}$. Эти выражения для конкретного способа охраны выработки принимают вид:

$$\Delta h = a + k_c F_{\text{нач}} + k_{\text{сл}} t_{\text{сл}}, \quad (\text{VIII.107})$$

где a — величина смещения, мм, определяемая влиянием горно-геологических условий, прочностных свойств пород, способа охраны выработки, местонахождения выработки по отношению к очистным работам и др. (мм); k_c — коэффициент, учитывающий влияние площади поперечного сечения выработки; $k_{\text{сл}}$ — коэффициент, учитывающий влияние срока службы.

С достаточной точностью для прогнозирования деформирования контура выработки в единицах площади поперечного сечения можно записать

$$\Delta F_{\text{д}} = k_3 \Delta h, \quad (\text{VIII.108})$$

где k_3 — коэффициент пропорциональности между вертикальными смещениями кровли выработки и уменьшением сечения (является функцией величины и формы поперечного сечения).

В результате из (VIII.107), VIII.108) получим:

$$\begin{aligned} \Delta F_{\text{д}} &= k_3 [a + k_c (F_{\text{пр}} + \Delta F_{\text{д}}) + k_{\text{сл}} t_{\text{сл}}]; \\ \Delta F_{\text{д}} &= \frac{k_3 a + k_3 k_c F_{\text{пр}} + k_3 k_{\text{сл}} t_{\text{сл}}}{1 - k_3 k_c}. \end{aligned} \quad (\text{VIII.109})$$

Далее из (VIII.106):

$$\begin{aligned} F_{\text{нач}} &= F_{\text{пр}} + \Delta F_{\text{пр}}; \\ F_{\text{нач}} &= F_{\text{пр}} + \frac{k_3 a + k_3 k_c F_{\text{пр}} + k_3 k_{\text{сл}} t_{\text{сл}}}{1 - k_3 k_c}; \\ F_{\text{нач}} &= \frac{k_3 a}{1 - k_3 k_c} + \frac{F_{\text{пр}}}{1 - k_3 k_c} + \frac{k_3 k_{\text{сл}}}{1 - k_3 k_c} t_{\text{сл}}. \end{aligned}$$

Обозначив

$$\frac{k_3 a}{1 - k_3 k_c} = a'; \quad \frac{1}{1 - k_3 k_c} = k'_c; \quad \frac{k_3 k_{\text{сл}}}{1 - k_3 k_c} = k'_{\text{сл}},$$

получаем

$$F_{\text{нач}} = a' + k'_c F_{\text{пр}} + k'_{\text{сл}} t_{\text{сл}}. \quad (\text{VIII.110})$$

Пользуясь установленными зависимостями (VIII.109; VIII.110) в конкретных условиях залегания угольных пластов шахты, для каждого способа охраны горных выработок и их месторасположения можно рассчитать $\Delta F_{\text{д}}$ и $F_{\text{нач}}$.

Значения коэффициентов в формулах зависят от конкретных горно-геологических и горнотехнических условий проведения и содержания подготовительных выработок.

Для условий Донецкого и Кузнецкого бассейнов значения эмпирических коэффициентов рекомендуется принимать в следующем диапазоне: $a = 0,1 \div 0,6$; $k_c = 0,02 \div 0,06$; $k_{cl} = 0,001 \div 0,002$; $k_3 = 2 \div 4,5$.

Значения $k_3 = 2$ соответствуют выработкам с площадью поперечного сечения не более $7,5 \text{ м}^2$, а $k_3 = 4,5$ — выработкам с площадью поперечного сечения более 10 м^2 .

При неблагоприятных условиях содержания выработки и значительном сроке службы (более одного года) деформация контура выработки может оказаться значительной.

Например, при $F_{пр} = 10 \text{ м}^2$; $a = 0,4$; $k_3 = 3,2$; $k_c = 0,04$; $k_{cl} = 0,02$; $t_{cl} = 500$ дней
уменьшение площади поперечного сечения

$$\Delta F_d = \frac{3,2 \cdot 0,4 + 3,2 \cdot 0,04 \cdot 10 + 3,2 \cdot 0,002 \cdot 500}{1 - 3,2 \cdot 0,04} = 6,6 \text{ м}^2.$$

Начальная площадь поперечного сечения $F_{нач} = 16,6 \text{ м}^2$.

В некоторых случаях величина начальной площади поперечного сечения должна быть настолько большой, что технологически будет невозможно такую выработку проводить: $F_{нач} > F_{max}$. Это означает, что безремонтное содержание в данных условиях и в течение данного срока службы выработки невозможно.

Г л а в а IX

ПРОЕКТИРОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ СТРОИТЕЛЬСТВА ШАХТЫ

IX.1. ПРОЕКТИРОВАНИЕ ОРГАНИЗАЦИИ СТРОИТЕЛЬСТВА ШАХТЫ

Строительство шахт — это весьма сложный комплекс взаимосвязываемых производственных процессов и работ, выполняемых в определенном порядке в пространстве и во времени и направленных на создание технологической схемы шахты, зданий и сооружений, оснащение их оборудованием, машинами и установками. Общий объем горных выработок, производимых на момент пуска современной шахты в эксплуатацию, составляет $0,5\text{—}1,5$ млн. м.³ (табл. IX.1), стоимость горных и строительно-монтажных работ — $60\text{—}150$ млн. руб., а сроки производства этих работ достигают $5\text{—}10$ лет.

Продолжительность строительства шахты зависит от производственной мощности, глубины разработки и горно-геологических условий. При глубине стволов до 300 м продолжительность строительства составляет: для шахт мощностью 600 тыс. т/год — 46 мес; для шахт мощностью 3600 тыс. т/год — 66 мес. При увели-

Т а б л и ц а IX.1

Шахта	Объем горных выработок в свету, м³	Объем стволов в свету, м³	Объем околоствольных дворов в свету, м³	Объем прочих горных выработок в свету, м³
«Красная Звезда»	503 245	170 000	33 916	299 329
«Октябрьский рудник»	704 645	163 150	52 800	488 695
«Красноармейская-Капитальная» (ныне им. А. Г. Стахановой)	1 101 300	262 362	74 365	764 573
«Красноармейская-Западная» № 1	416 300	86 100	59 700	270 400
«Ждановская-Капитальная» (ныне «Комсомолец Донбасса»)	486 200	86 600	61 200	338 400
«Южно-Донбасская» № 3	545 400	115 100	71 000	359 300
«Бирюлинская» № 2	199 646	24 685	28 910	146 051
«Восточно-Грызловская»:				
№ 8/9	130 255	4 456	29 915	95 884
№ 17—17-бис	366 841	25 612	60 165	281 064

чении глубины ствола на 100 м продолжительность строительства увеличивается на 3 мес. Сроки строительства шахт, опасных по внезапным выбросам угля или газа, увеличиваются на 10 %.

Продолжительность строительства угольной шахты (мес.) в обычных горнотехнических условиях определяется по формуле

$$T_{\text{стр}} = 21 + \frac{H_{\text{ст}}}{v_{\text{ст}}} + \frac{0,8H_{\text{ст}} + 600}{v_{\text{о.д}}} + 0,0062H_{\text{ст}} + \frac{4000}{v_{\text{о.д}}} + \frac{0,08L_{\text{г.в}}}{v_{\text{г.в}}}, \quad (\text{IX.1})$$

где $H_{\text{ст}}$ — глубина ствола, находящегося на критическом пути графика строительства, м; $v_{\text{ст}}$ — скорость проходки стволов, м/мес; $v_{\text{о.д}}$ — скорость проходки выработок околоствольных дворов, м³/мес; $v_{\text{г.в}}$ — скорость проходки протяженных выработок, м/мес; $L_{\text{г.в}}$ — общая длина протяженных выработок строящейся шахты, м.

При специальных способах проходки стволов необходимо $T_{\text{стр}}$ (мес) увеличить на величину

$$t_1 = 0,015H_{\text{ст}} - \frac{0,15H_{\text{ст}}}{v_{\text{ст}}}. \quad (\text{IX.2})$$

При наличии выбросоопасных пластов — на величину

$$t_2 = 3,5 + 0,1 \left(\frac{4000}{v_{\text{о.д}}} + \frac{0,08}{v_{\text{г.в}}} \right). \quad (\text{IX.3})$$

Строительство угольных шахт можно условно разделить на следующие основные периоды: подготовительный; сооружение комплекса стволов; сооружение околоствольных выработок; проведение горизонтальных выработок и монтаж оборудования; строительство комплекса шахтной поверхности; предпусковой период.

Продолжительность подготовительного периода зависит главным образом от мощности шахты, числа строительных площадок (стволов), технологических схем оснащения стволов, объема постоянных объектов, используемых для нужд строительства, применяемой технологии строительно-монтажных работ и составляет 30—32 мес.

Подготовительный период включает следующие работы:

подготовительные — планировка площадки, прокладка коммуникаций, устройство постоянных и временных автодорог; железнодорожных станционных путей;

оснащение стволов — сооружение технологической части стволов, возведение зданий околоствольного комплекса, монтаж оборудования, оснащение стволов комплексом проходческого оборудования;

строительство временных и постоянных зданий и сооружений, необходимых для проходки стволов; компрессорной; котельной; электроподстанции, АБК, монтаж оборудования.

Основные решения по организации строительства оформляются проектом организации строительства (ПОС), который определяет, сколько времени, какими средствами, в каком порядке и с какими затратами будет возводиться шахта. В состав проекта организации строительства входит стройгенплан и ситуационный план, технологические схемы проведения стволов, штолен, камер, околоствольных дворов, протяженных горных выработок, обоснованные решения по выбору оборудования.

Важную роль в организации строительства отводится графикам выполнения строительных работ и *проекту производства работ* (ППР) со схемами, чертежами, технологическими картами. В этом документе устанавливается состав, объем, методы и средства производства работ, очередность их выполнения. Разрабатывается график поступления на объекты конструкций, материалов, оборудования.

IX.2. ПРОЕКТИРОВАНИЕ ПРОВЕДЕНИЯ ВЕРТИКАЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК

В условиях достаточно глубокого залегания угольных месторождений вертикальные горные выработки в строительстве шахты имеют значительный вес (табл. IX.2).

При проведении стволов применяют четыре основные схемы: I — с использованием башенного копра; II — с использованием постоянного металлического копра; III — с использованием временного копра; IV — бескопровым способом.

Сооружение стволов шахты с башенного копра при использовании вначале временных передвижных подъемных машин или лебедок для технологического отхода, а затем двух постоянных многоканатных подъемных машин, приспособленных для проходки (схема 1), является примером новой прогрессивной технологии.

Т а б л и ц а IX.2

Шахта, ствол	Диаметр ствола, м	Глуби- на ствола, м	Норма- тивный срок строи- тельства шахты, мес	Фактиче- ская продол- жительность сооруже- ния ствола, мес	Фактиче- ская продол- жительность строительства шахты, мес
Им. А. Г. Стаханова главный	8,5	1082	98	94	116
вспомогательный	8,5	1029	98	83	(1-я очередь) 128 (всей шахты)
«Октябрьский рудник»: главный	8,2	1093	98	117	156
вспомогательный	8,5	1038	98	100	
«Красная Звезда»: главный	7,5	1319	96	131	144
вспомогательный	8	1255	96	106	
«Петровская-Глубокая» главный	8,2	1300	96	130	156
вспомогательный	8,5	1238	96	82	
«Южно-Донбасская» № 1: главный	7,5	440	62	81	108
вспомогательный	8	384	62	69	

На графике (рис. IX.1) показан порядок сооружения главного и вспомогательного стволов угольной шахты по схеме 1. Главный ствол имеет диаметр в свету 8,5 м и сооружается на глубину 1082 м, вспомогательный ствол диаметром 8,2 м проходит на глубину 1026 м.

Первая фаза (схема 1) включает возведение башенного копра до отм. 40 м с одновременным строительством постоянных и временных зданий и сооружений, а также оснащение проходки стволов.

Вторая фаза — проходка технологической части ствола с временных передвижных подъемных установок. До окончания строительства башенного копра, монтажа и наладки многоканатных подъемных машин, приспособленных для проходки, сооружение технологической части должно быть завершено, а забой оснащен комплексом оборудования для проходки ствола с заданной скоростью.

Третья фаза — проходка ствола до конечной глубины и армирование ствола.

В процессе выполнения четвертой фазы стволы переоборудуются для проведения горизонтальных и наклонных выработок: временное оборудование в копре и на подъемных машинах демонтируется; устанавливается оборудование для обмена вагонок в клетевых стволах, навешиваются постоянные подъемные сосуды (скипы).

Порядок сооружения ствола по схеме 2 показан на графике рис. IX.2.

На п е р в о й фазе проходят и закрепляют устье ствола, представляющее собой фундамент постоянного копра, на достаточную глубину (4—10 м). Монтируют постоянные подъемные установки, оснащают ствол проходческими лебедками, строят здания и монтируют оборудование компрессорной, электроподстанции, котельной, бетонорастворного узла и административно-бытового комбината.

На в т о р о й фазе проходят технологическую часть (включая устье) и монтируют комплекс забойного оборудования для проходки собственно ствола.

Т р е т ь я фаза работ включает проходку ствола и приствольных камер с постоянного копра и армирование ствола.

В ч е т в е р т у ю фазу выполняются работы, связанные с переоборудованием ствола для проведения горизонтальных и наклонных горных выработок.

Схему III широко применяли при строительстве шахт в Донском и других бассейнах страны. Сооружение стволов на некоторых шахтах продолжалось от 2,6 до 6,8 лет, что составляет 30—60 % общего времени строительства шахты.

Схему IV применяют иногда для сокращения сроков строительства шахты за счет совмещения проходки ствола с сооружением постоянного копра и надшахтного здания.

При проходке ствола обычным способом рабочий проект организации строительства выполняется в следующем порядке:

выбирают рекомендованную для данных условий технологическую схему проходки и комплекс проходческого оборудования;

проектируют технологию работ по процессам, рассчитывают комплексную норму выработки и подбирают состав проходческой бригады;

определяют продолжительность проходческого цикла и строят график организации работ в забое;

рассчитывают техническую скорость проходки ствола с учетом возможной производительности труда проходчиков и определяют полную стоимость 1 м ствола и т. д.

Преимущественное применение имеет *совмещенная* технологическая *схема*, при которой временная крепь отсутствует, а направление возведения постоянной крепи совпадает с направлением выемки породы. Термин «совмещенная» относится к совместному производству работ в призабойном участке ствола по выемке породы и возведению постоянной крепи. Совмещение работ во времени составляет 20—30 %.

Параллельно-щитовая схема по сравнению с совмещенной обеспечивает повышение технической скорости проходки ствола, однако требует некоторого увеличения продолжительности подготовительно-переходных периодов в связи с монтажом и демонтажом сложных комплексов и дополнительного проходческого оборудования.

Горные выработки и работы	Время, Месяцы	1-й год												2-й год												3-й год												4-й год												
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	32	33	34	35	36	37	38	39	40	41	42							
Главный ствол																																																		
Рытье котлована, проходка и крепление устья	2																																																	
Возведение фундаментов и башенного копра до отм. +40 м	2,5																																																	
Монтаж нулевой рамы и другого оборудования в копре	1,5																																																	
Проходка технологической части ствола	6																																																	
Монтаж проходческого оборудования в стволе	2																																																	
Проходка ствола с цементацией из забоя	11																																																	
Камеры, электроподстанции, насосной и другие (гор. 510 м)	2																																																	
Сопряжения ствола с ходами	2,4																																																	
Пристольные камеры загрузки	2,5																																																	
Сопряжение с ходком и камера зумпфовых насосов	0,3																																																	
Ходок в камеру для замены канатов	1,1																																																	
Стойка между порожняковой и грузовой ветвями	1,8																																																	
Наклонная стойка между зумпфами	1,9																																																	
Демонтаж проходческого оборудования в забое	0,5																																																	
Армирование ствола	3,5																																																	
Проходка постоянных трубопроводов	1																																																	
Демонтаж проходческого оборудования в копре	1																																																	
Возведение башенного копра до отм. +102 м	3,5																																																	
Монтаж подъемных машин на копре	6																																																	

Начало проходки стволов связано с сооружением технологического отхода (устья) ствола.

Глубину технологического отхода принимают в зависимости от схемы проходки ствола и применяемого комплекса забойного

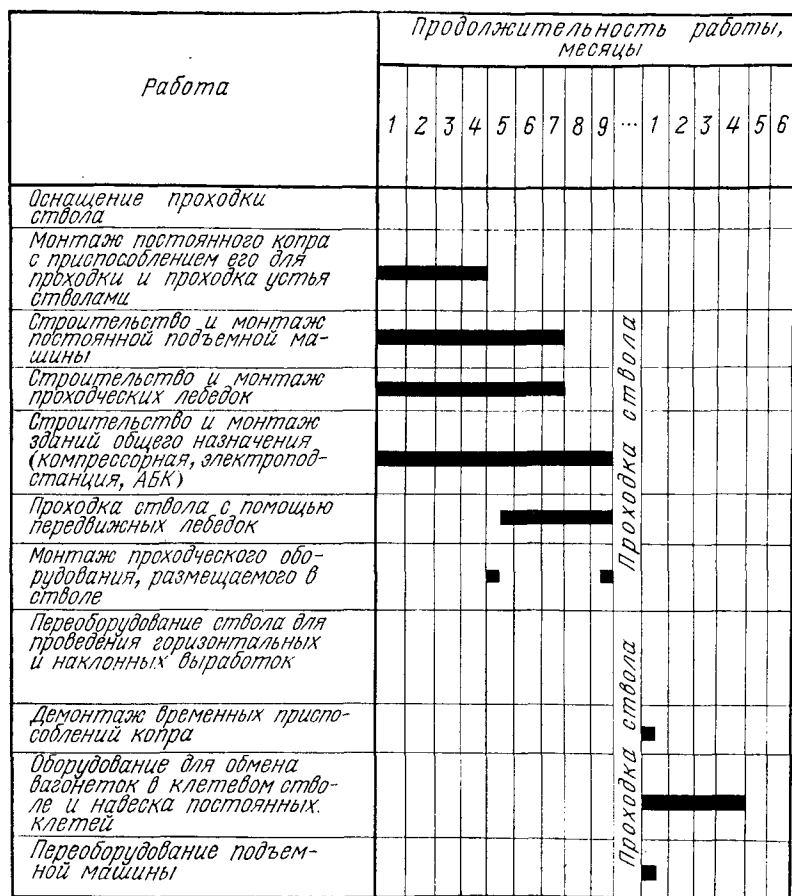


Рис. IX.2. Укрупненный график сооружения вертикального ствола

оборудования: не менее 30 м — при совмещенной схеме и погрузочных машинах с механическим вождением; 70 м — при параллельно-щитовой схеме и соответствующих комплексах проходческого оборудования.

В комплекс работ по сооружению технологической части ствола входят: оснащение поверхности для проходки технологической части; проходка технологической части; демонтаж оборудования, применявшегося только для проходки технологической части; мон.

таж комплекса забойного оборудования и другие подготовительные работы, обеспечивающие начало проходки ствола с заданной скоростью.

IX.3. ПРОЕКТИРОВАНИЕ ПРОВЕДЕНИЯ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ И НАКЛОННЫХ ВЫРАБОТОК

В общем объеме горных выработок строящейся шахты, достигающем 0,5—1 млн. м³, горизонтальные и наклонные составляют около 80 %. На проведение этих выработок на момент сдачи шахты в эксплуатацию затрачивается половина времени на все строительство шахты. Поэтому проектирование параметров, порядка и технологии проведения горизонтальных и наклонных выработок является весьма ответственным аспектом разработки проекта шахты. Начальным моментом проектирования проведения горизонтальных и наклонных выработок следует считать выбор способа и средств проходки в конкретных горно-геологических условиях с конкретными параметрами (форма и размер сечения, вид крепи и пр.). В этом отношении преимущество должно отдаваться комбайновому способу проходки, хотя большую часть выработок приходится проводить буровзрывным способом.

Внедрение комбайнов типа ГПКС ($f \leq 4$; $F \leq 15 \text{ м}^2$) и 4ПП-5 ($f \leq 6$, $F = 10 \div 35 \text{ м}^2$); проходческих комплексов «Союз» и КРТ роторного разрушения забоя ($f \leq 8 \div 10$) позволило увеличить в 1982 г. объем комбайновой проходки до 40 %, а скорость — в среднем до 150 м/мес. Совершенствование буровзрывной технологии проходки и повышение темпов произошло на базе применения погрузочных машин непрерывного действия ПНБ-2 и бурильных установок типа БУЭ. Некоторые проходческие бригады добились среднемесячной скорости проведения 300—400 м/мес (шахта «Воргашорская» п. о. «Воркутауголь», шахта «Центральная» п. о. «Красноармейскуголь» и др.), несмотря на увеличение площади поперечного сечения до 10—15 м².

Выполнение комплекса горных работ, обеспечивающих готовность и дальнейшую эксплуатацию горизонтальной или наклонной выработки, характеризуется следующими периодами:

$$t_{\text{пр. в}} = t_{\text{п. п}} + t_{\text{т. ч}} + t_{\text{ос. ч}} + t_{\text{з. п}}, \quad (\text{IX.4})$$

где $t_{\text{пр. в}}$ — срок проведения выработки, мес; $t_{\text{п. п}}$ — продолжительность подготовительного периода, мес.

В этот период производятся прокладка к забою линии электропитания, подвод сжатого воздуха, освещения, воды для орошения, оборудования водоотлива, системы проветривания (вентилятор, трубопровод), установка средств транспорта или подъема, устройство пылевых заслонов, подготовка проходческого оборудования, доставка и складирование элементов временной и постоянной крепи и др. Подготовительный период составляет 0,5—1 мес;

$t_{т.ч}$ — срок проведения 10—30 м выработки и монтажа в ней проходческого оборудования, мес. который определяется:

$$t_{т.ч} = \frac{L_{т.ч}}{v_{т.ч}} + t_m, \quad (IX.5)$$

где $L_{т.ч}$ — длина или объем технологической части выработки, м; m^3 ; $v_{т.ч}$ — скорость проведения технологической части выработки, м/мес; $m^3/мес$; t_m — время монтажа (установки) проходческого оборудования и его апробация, мес, $t_{ос.ч}$ — срок проведения основной части выработки, мес;

$$t_{ос.ч} = \frac{L_v - L_{т.ч}}{v_{ос.ч}}, \quad (IX.6)$$

где L_v — полная длина выработки, м; $v_{ос.ч}$ — скорость проведения выработки, м/мес; $t_{з.п}$ — продолжительность заключительного периода, мес, $t_{з.п} = 0,5 \div 1,5$.

В этот период производятся демонтаж проходческого оборудования, перестилка рельсового пути или монтаж конвейерной линии и др.

Исходными данными при проектировании проведения выработок служат: ситуационный план расположения выработки, позволяющий представить схему организации транспорта, вентиляции, водотлива, энергоснабжения, связи и пр., геологические, гидрогеологические и физико-механические свойства вмещающих пород и угольного пласта; параметры выработки (форма, длина, размер сечения), характеристика крепи и средств механизации процессов; задаваемая скорость проведения и др. Проект содержит расчетно-пояснительную и графическую части в виде рабочих чертежей с паспортом буровзрывных работ (при комбайновом способе проведения — позиционная схема отработки забоя), паспорт крепления, расчет норм выработки и расценки работ, определение стоимости проведения 1 м (1 m^3) выработки по элементам затрат.

Расчет комплексной нормы выработки, скорости проведения, потребности в материалах и оборудовании, стоимости выработки и других показателей начинается с определения объемов работы, связанных с проведением 1 м выработки или с выполнением одного проходческого цикла.

Объемы работ на один цикл определяются по известным формулам:

бурение шпуров

$$W_6 = N_{шп} l_{шп}, \quad (IX.7)$$

где $N_{шп}$ — число шпуров; $l_{шп}$ — длина шпуров, м; погрузка породы и угля

$$W_{п} = F_{прох} l_{ц} k_p, \quad (IX.8)$$

где $F_{прох}$ — площадь поперечного сечения в проходке, m^2 ; $l_{ц}$ — подвигание выработки за цикл, м; k_p — коэффициент разрыхления массива породы (угля);

крепление выработки

$$W_{кр} = \frac{l_{ц}}{l_p}, \quad (IX.9)$$

где l_p — расстояние между рамами крепи, м;
настилка рельсового пути

$$W_{н.п} = l_{ц}; \quad (IX.10)$$

устройство канавки

$$W_{у.к} = l_{ц}. \quad (IX.11)$$

По каждому виду работ определяется трудоемкость θ_i делением объемов работ на установленную норму выработки одного рабочего за смену.

$$\theta_i = \frac{W_i}{H_i}, \quad (IX.12)$$

где H_i — норма выработки рабочего i -го вида работ.

Суммарная трудоемкость выполнения проходческого цикла (чел.-смену):

$$\theta_{сум} = \sum_{i=1}^n \theta_i. \quad (IX.13)$$

Рассчитывается в итоге комплексная норма выработки проходчика (м/чел.-смену) по всем видам работ проходческого цикла:

$$H_k = \frac{l_{ц}}{\sum_{i=1}^n \theta_i}. \quad (IX.14)$$

Исходя из технических характеристик применяемых машин и механизмов, из производительности труда рабочих и общей численности, рассчитывают длительность выполнения всех видов работ проходческого цикла, составляют график организации работ. После чего становится возможным определить скорость проведения выработок (м/мес)

$$v_{г.в.м} = \frac{(T_{см} - T_{п.з}) n_{см} l_{ц} k_{р.в} N_{дн}}{\frac{N_{шп} l_{шп}}{n_{б.м} \beta_{б.м} v_{б.м} \Phi_{б.м}} + N_{шп} t_{зар} + t_{пров} + \frac{l_{ц} F_{прох} k_p}{n_{п.м} \beta_{п.м} P_{п.м} \Phi_{п.м}}}, \quad (IX.15)$$

где $T_{см}$ — продолжительность смены, ч; $T_{п.з}$ — время на подготовительно-заключительные операции в забое на цикл, ч; $n_{см}$ — число смен по проходке выработки в сутки; $k_{р.в}$ — коэффициент использования рабочего времени в забое по условиям общешахтных коммуникаций, $k_{р.в} = 0,9$; $N_{дн}$ — число рабочих дней в месяце; $n_{б.м}$, $n_{п.м}$ — соответственно число бурильных и погрузочных машин в забое; $\beta_{б.м}$, $\beta_{п.м}$ — коэффициент одновременности работы соответственно бурильных и погрузочных машин:

$$\beta_{б.м} = 0,8 \div 1; \quad \beta_{п.м} = 0,5 \div 0,8;$$

$v_{б.м}$ — техническая скорость бурения шпуров, м/ч; $\Phi_{б.м}$, $\Phi_{п.м}$ — коэффициент использования соответственно бурильных и погрузочных машин во времени;

$$\Phi_{б.м} = 0,7 \div 0,9; \quad \Phi_{п.м} = 0,7 \div 0,8;$$

$t_{зар}$ — время зарядания одного шпура; $t_{пров}$ — время проветривания забоя после взрывных работ, ч; $P_{п.м}$ — техническая производительность погрузочных машин, м³/ч.

Заключительным моментом проектирования проведения выработок является определение производительности труда проходчиков и стоимости 1 м готовой выработки. Деление величины проходки выработки за цикл $l_{ц}$ на суммарную трудоемкость цикла $\Theta_{сум}$ определяет производительность проходчиков в м/чел-смену.

Широко используются проектировщиками технологические схемы проведения горизонтальных и наклонных капитальных горных выработок, которые предусматривают следующие виды крепи: для камер околоствольных дворов — монолитный бетон, металлобетон и железобетон;

для горизонтальных выработок вне зоны влияния очистных работ — металлическая крепь со сборной железобетонной затяжкой, металлобетон, бетон, анкерная крепь, набрызгбетон, тюбинги, блоки, железобетонные стойки и металлические верхняки, смешанная крепь типа АП;

для наклонных выработок — металлическая крепь со сборной железобетонной затяжкой.

Арочная податливая крепь применяется для выработок, проводимых в породах с коэффициентом крепости по шкале проф. М. М. Протоdjяконова $f = 3 \div 9$.

В выработках, не испытывающих влияние очистных работ (находящихся в нетронутом массиве или проводимых в предварительно разреженной зоне и защищенных при этом от влияния последующих очистных работ), применяется трехзвенная крепь с вертикальной податливостью 1000 мм.

Для подрабатываемых полевых и пластовых штреков, надрабатываемых и подрабатываемых квершлагов, для всех горных выработок на пологопадающих пластах, где сближение кровли с почвой не превышает 300 мм, принимается трехзвенная крепь с вертикальной податливостью 300 мм.

Пластовые штреки, опережающие забой действующей лавы, располагаемые по границе целика (угольного массива) и поддерживаемые в дальнейшем в выработанном пространстве; пластовые штреки (откаточные и вентиляционные), проводимые с отставанием от забоя лавы и имеющие раскоску не менее 15 м; наклонные выработки; проводимые по пласту широким забоем с двухсторонней раскоской; все горные выработки на пологопадающих пластах при сближении кровли с почвой свыше 300 мм крепятся пятизвенной крепью.

IX.4. ОСНОВНЫЕ ПОЛОЖЕНИЯ ПРОЕКТИРОВАНИЯ ОКОЛОСТВОЛЬНЫХ ДВОРОВ И УЗЛОВ СОПРЯЖЕНИЙ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Важнейшими задачами проектирования околоствольных дворов являются определение их пропускной способности, выбор технологической схемы, места расположения и ориентирования, выбор способов проведения и крепления основных горных выработок и камер.

Эти и другие задачи решаются исходя из мощности шахты, схем вскрытия, количества и взаимного расположения стволов и генерального плана на поверхности, вида транспорта горной массы на шахте и др. Следует применять типовые «технологические схемы околоствольных дворов». Применение типовых схем упрощает процесс проектирования околоствольных дворов. Типовые схемы для конкретных условий корректируются (определяются длины ветвей, изменяются профили путей и пр.) при сохранении основных принципов размещения выработок и механизмов.

В случае вскрытия одиночного пологого пласта с прочными боковыми породами целесообразен *круговой* околоствольный двор с главными ветвями, расположенными по простиранию, одной из которых является главная выработка, пройденная по пласту.

При аналогичной схеме вскрытия и непрочных боковых породах может оказаться, что целесообразно применить петлевой или круговой околоствольный двор с ветвями, расположенными вкрест простирания пород.

Главные откаточные выработки должны быть сориентированы по направлению осей подъема, ориентировка последних определяется компоновочными решениями поверхностного комплекса и расположением железнодорожных путей.

После ориентировки и определения характера движения локомотивных составов разрабатывается схема околоствольного двора. Определяется схема откатки, которая зависит от количества стволов и подъемов (при возрастании числа подъемов увеличивается число путей и выработок), типа откаточных сосудов (наилучшая компоновка двора обеспечивается при вагонетках, разгружающихся через дно), взаимного расположения стволов (наиболее рациональное размещение поверхностных сооружений и устойчивость выработок обеспечивается при расстоянии между стволами 70—80 м).

Суточная пропускная способность P_c (т/сут) при колесном транспорте

$$P_{c. о. д} = \frac{60TNq_{yг}}{\tau_{ср. т}}, \quad (IX.16)$$

где T — продолжительность работы откатки в сутки, час; N — среднее число вагонеток с углем в условном смешанном составе; $q_{yг}$ — грузоподъемность вагонетки по углю, т; $\tau_{ср. т}$ — такт ра-

боты околоствольного двора — средняя величина минимально возможных интервалов между поступлениями составов.

$$\tau_{\text{ср. т}} = \frac{\tau_1 + \tau_2 + \dots + \tau_n}{n}, \quad (\text{IX.17})$$

$\tau_1, \tau_2, \dots, \tau_n$ — интервалы поступления в околоствольный двор составов, мин; n — число интервалов, учитываемых за сутки.

Величины интервалов выявляются путем построения сводного графика движения всех составов, прибывающих в околоствольный двор.

Пропускная способность околоствольного двора должна превышать производительность шахты с тем, чтобы компенсировать неравномерность работы очистных забоев и системы подземного транспорта, $k_{\text{нр}} = 1,5$;

$$P_{\text{с. о. д}} \geq 1,5 A_{\text{ш. с.}}$$

Пропускная способность околоствольного двора и его перегрузочных узлов при конвейерном транспорте определяется суммарным грузопотоком всех магистральных конвейеров с учетом неравномерности работы очистных забоев и отдельных конвейерных линий.

$$P_{\text{с. о. д}} = \sum_{i=1}^n P_{i \text{ конв}} \geq 1,5 A_{\text{ш. с.}}$$

n — число магистральных конвейеров; $P_{i \text{ конв}}$ — производительность i -го магистрального конвейера, т/сут.

Как известно, в околоствольном дворе осуществляются большинство важнейших процессов производства наряду с приемом, перегрузкой и подъемом угля: водоотлив, электроснабжение, распределение воздуха, складирование материалов и др. Производительное, надежное их выполнение, удобное и безопасное участие людей в различных работах и службах в околоствольном дворе требуют соответствующих объемов подземных горных выработок и камер. Это дорогостоящие объемы, но необходимые. Объем выработок и камер в околоствольном дворе весьма значителен и достигает 10—20 % суммарного объема горных выработок на момент сдачи шахты в эксплуатацию. Условно объем околоствольных дворов можно поставить в зависимость лишь от производственной мощности шахты, хотя на него оказывают влияние также число пластов, тип транспорта в шахте и в околоствольном дворе, газообильность шахты, схема вскрытия и др.

Для ориентировочного определения объема околоствольного двора можно использовать формулу проф. А. С. Малкина (по аналогии с формулами акад. Л. Д. Шевякова и д-р техн. наук В. И. Голломолзина):

для колесного транспорта (м^3)

$$V_{\text{о. д}} = 1,8 A_{\text{ш. с}} + 85 q_{\text{сн}_4} + 10 \omega + 2400, \quad (\text{IX.18})$$

для конвейерного транспорта (м^3)

$$V_{\text{о. д}} = 1,4A_{\text{ш. с}} + 85q_{\text{сн}_4} + 10\omega + 1700, \quad (\text{IX.19})$$

$q_{\text{сн}_4}$ — газообильность шахты, $\text{м}^3/\text{т}$; ω — водоприток шахты, $\text{м}^3/\text{ч}$; $A_{\text{ш. с}}$ — суточная производственная мощность шахты.

Выработки в околоствольном дворе следует сопрягать между собой под углом не более 45° . Минимальные радиусы закругления выработок с рельсовым транспортом должны составлять не менее десятикратной величины жесткой базы подвижного состава, но не менее 20 м для колеи 900 мм и 12 м для колеи 600 мм.

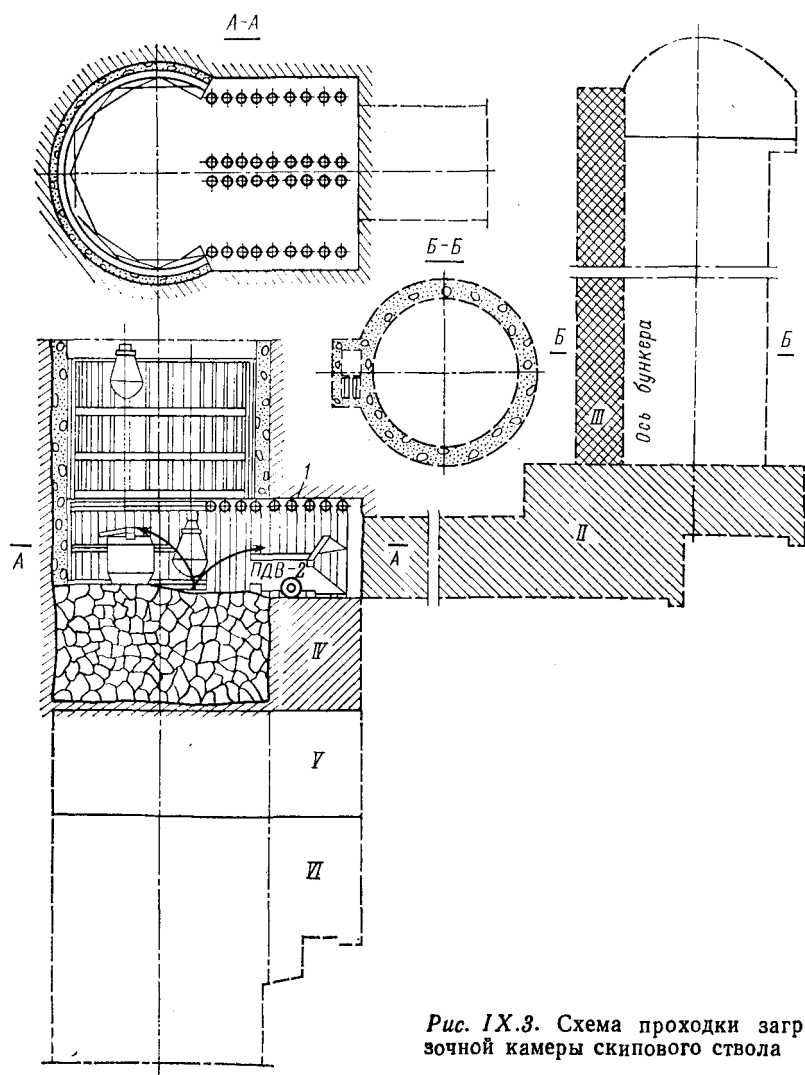


Рис. IX.3. Схема проходки загрузочной камеры скипового ствола

Размеры камер главного водоотлива принимаются: длина 15—60 м, высота 2,8—5,2 м, ширина 3—4 м, площадь поперечного сечения 7—20 м². Камеры центральной электроподстанции сооружаются площадью поперечного сечения 11—15 м². Площадь поперечного сечения электровозного депо около 14 м², длина — 20—100 м. Для противопожарного поезда устраивается депо площадью поперечного сечения 17—19 м² и длиной 30—50 м. Камеры ожидания у клетового ствола в зависимости от мощности шахты устраиваются длиной до 25 м, на 40—100 чел. Ширина камер ожидания 2,6 м, высота — 2,2 м. В околоствольном дворе размещается медпункт длиной 7—8 м, шириной 3 м и высотой 2,3 м.

Сложной и ответственной в околоствольном дворе является загрузочная камера скипового ствола объемом до 800 м³. Объем околоствольных дворов высокопроизводительных шахт достигает 25 тыс. м³.

Объемы сопряжений по сравнению с объемами стволов шахт незначительны, однако вследствие некоторых специфических особенностей рассечка сопряжения занимает от 1 до 3 мес. Затраты труда на 1 м³ сопряжения в свету в 10—12 раз больше, чем затраты труда на 1 м³ ствола.

Наибольшее применение в отечественной практике шахтного строительства имеют схемы рассечки сопряжения, которые можно подразделить на четыре группы: сплошным забоем; с выемкой породы слоями снизу вверх или сверху вниз; с выемкой породы слоями, с выемкой породы независимыми забоями.

Со скиповым стволом сопрягается ряд выработок малых и больших поперечных сечений. Выработки малого сечения (например, вентиляционный канал, ходок для чистки зумпфа) без особых затруднений проходят одновременно со стволом на длину не менее 3 м. Большие затруднения возникают при проходке приствольных камер загрузочных станций, в которых размещаются устройства для загрузки скипов углем или породой. В плане размеры этих камер достигают 6 × 7 м, а по высоте до 17 м. Как видно из схемы (рис. IX.3), проходка комплексов камер разделена на шесть этапов [41]. Каждый этап состоит из двух фаз: I фаза — выемка породы и возведение временной крепи; II фаза — возведение постоянной крепи.

IX.5. РАСЧЕТ СООТНОШЕНИЯ ГОРНО-КАПИТАЛЬНЫХ, ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ И ОЧИСТНЫХ РАБОТ

Проектная производительность шахты обеспечивается работой определенного количества очистных забоев, составляющих в сумме фронт очистных работ. При той или иной длине очистных забоев и скорости их подвигания может быть достигнута различная производительность шахты.

Между производительностью шахты, числом очистных забоев, их длиной и скоростью подвигания существует динамическое соотношение

ответствие, выражающееся в подготовленных к выемке объемах запасов, извлекаемых в единицу времени.

Подготовка к выемке запасов ведется непрерывно, а готовность их, увеличение объема происходит дискретно: подготовленный выемочный столб, подготовленный горизонт, подготовленная панель

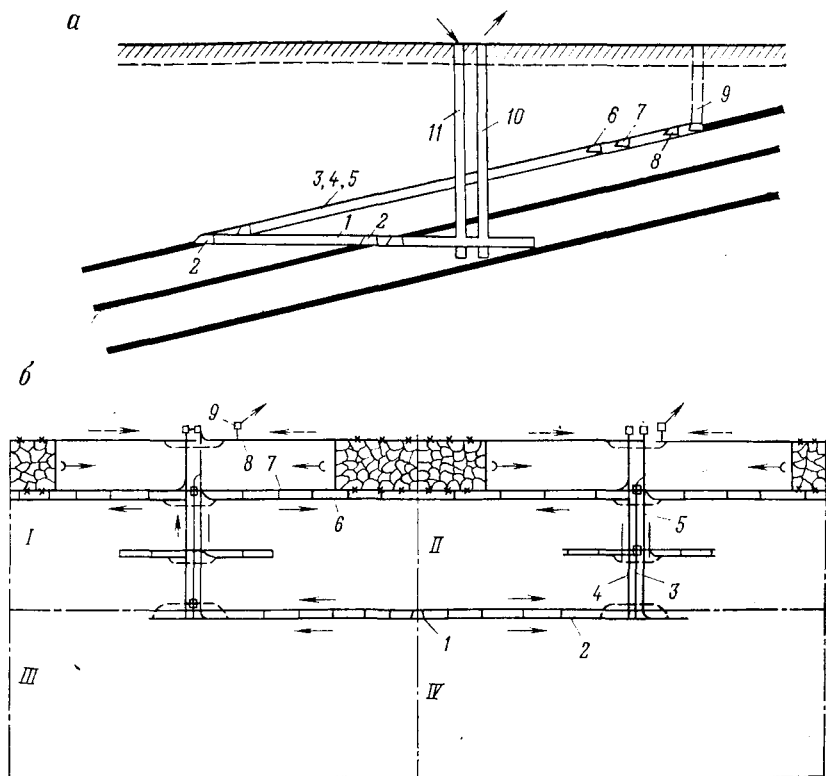


Рис. IX.4. К расчету соотношения горно-капитальных и подготовительных работ:

а — вскрытие; б — план

и пр. Выданному за некоторый промежуток времени t_1 на поверхность угля $A_{ш.с} t_1$ должен соответствовать такой же объем вскрытых, подготовленных и нарезанных запасов $Z_{нар}$. Для этого необходимо провести определенный объем (протяженных и объемных) вскрывающих $L_{вскр}$, подготавливающих $L_{подг}$ и выемочных $L_{вмч}$ выработок. По существу составляемый календарный план отработки запасов сопровождается календарным планом проведения необходимых горных выработок. Так, при панельной схеме подготовки шахтного поля и состояния горных работ, показанном на рис. IX.4, расчет соотношения подготовительных и очистных работ можно свести к определению:

1) возможной нагрузки на очистной забой

$$A_{o.з.с\ i} = L_{пo.з.с} m_i \gamma_i k_{из.с.р} k_m, \quad (IX.20)$$

(обозначения см. гл. VIII. стр. 270, 273),

2) числа очистных забоев, размещаемых на данном пласте

$$n_{o.з.i} = \frac{A_{ш.с}}{A_{o.з.с}} \frac{Z_i}{\sum_{i=1}^{i=n_{o.р.пл}} Z_i}, \quad (IX.21)$$

где Z_i — промышленные запасы i -го обрабатываемого пласта, тыс. т; $n_{o.р.пл}$ — число одновременно обрабатываемых угольных пластов;

3) числа панелей, подлежащих одновременной отработке и обеспечивающих размещение требуемого числа очистных забоев

$$n_{o.р.пан\ i} = \frac{n_{o.з.i}}{n_{o.з.пан}}, \quad (IX.22)$$

где $n_{o.р.пан\ i}$ — число одновременно обрабатываемых панелей на i -ом пласте; $n_{o.з.пан}$ — число очистных забоев в панели, находящихся в одновременной отработке $n_{o.з.пан} = 2 \div 4$;

4) срока отработки (мес.) одного выемочного столба (яруса панели)

$$t_{отр.в.ст\ i} = \frac{L_{в.ст\ i}}{v_{o.з.м\ i}}, \quad (IX.23)$$

$L_{в.ст\ i}$ — длина выемочного столба на i -м пласте; $v_{o.з.м\ i}$ — скорость подвигания очистного забоя в м/мес на i -м пласте;

5) срока отработки одной панели на i -м пласте (мес)

$$t_{отр.пан\ i} = \frac{n_{кр\ i} n_{яр\ i} t_{отр.ст\ i}}{n_{o.з.пан\ i}} = \frac{n_{кр\ i} n_{яр\ i} L_{в.ст\ i}}{n_{o.з.пан\ i} v_{o.з.м\ i}}, \quad (IX.24)$$

где $n_{кр\ i}$ — число крыльев у панели на i -м пласте, $n_{кр\ i} = 2$; $n_{яр\ i}$ — число ярусов (столбов) в одном крыле панели на i -м пласте

$$n_{яр\ i} = \frac{H_{пан\ i}}{l_{o.з\ i}}, \quad (IX.25)$$

$H_{пан\ i}$ — размер панели по падению на i -м пласте;

6) срока отработки бремсберговой части шахтного поля на i -м пласте (мес)

$$t_{отр.бр.ч\ i} = \frac{n_{пан\ i} t_{пан\ i}}{n_{o.р.пан\ i}}. \quad (IX.26)$$

7) срока отработки бремсберговой части всех пластов (мес)

$$t_{отр.бр.ч} = \sum_{i=1}^{i=n_{пл}} t_{отр.бр.ч\ i}. \quad (IX.27)$$

В результате выше выполненных расчетов выявляются сроки отработки запасов всех пространственных частей шахтного поля. Каждая из этих частей (а при иной схеме вскрытия и подготовки других частей) связана с проведением соответствующего объема и вида горных выработок. Выполнение данных объемов требует тех или иных сроков. При известных параметрах горных выработок, известной технологии и темпах их проведения можно определить эти сроки. Так, для подготовки и отработки следующей панели необходимо время на:

1) проведение капитального квершлага (в случае размещения панели на другом пласте)

$$t_{\text{кв}} = \frac{L_{\text{кв}}}{v_{\text{кв}}}, \quad (\text{IX.28})$$

где $L_{\text{кв}}$ — длина квершлага, м; $v_{\text{кв}}$ — скорость проведения квершлага, м/мес;

2) проведение основного штрека (при прямом ходе длиной на 100 м более половины размера панели)

$$t_{\text{осн. ш}} = \frac{L_{\text{осн. ш}}}{v_{\text{осн. ш}}}, \quad (\text{IX.29})$$

где $L_{\text{осн. ш}}$ — длина основного штрека, м; $v_{\text{осн. ш}}$ — скорость проведения основного штрека, м/мес;

3) проходку и устройство сопряжения основного штрека с бремсбергом и уклоном

$$t_{\text{сопр}} = \frac{V_{\text{сопр}}}{v_{\text{сопр}}}, \quad (\text{IX.30})$$

где $V_{\text{сопр}}$ — объем сопряжения в свету, м³; $v_{\text{сопр}}$ — скорость проходки сопряжения, м³/мес;

4) проведение бремсберга и ходка (или двух ходков) при нем

$$t_{\text{бр, ход}} = \frac{L_{\text{бр, ход}}}{v_{\text{бр, ход}} N_{\text{пр. б}}}, \quad (\text{IX.31})$$

где $L_{\text{бр, ход}}$ — общая длина бремсберга, ходка, м; $v_{\text{бр, ход}}$ — скорость проведения бремсберга с ходком (вместе), м/мес; $N_{\text{пр. б}}$ — число проходческих бригад, занятых на проведении бремсберга и ходка;

5) проведение выемочных откаточного и вентиляционного штреков для одного столба с учетом сопряжений

$$t_{\text{вмч. ш}} = \frac{L_{\text{вм. ш}}}{v_{\text{вм. ш}} N_{\text{пр. ш}}}, \quad (\text{IX.32})$$

где $L_{\text{вм. ш}}$ — общая длина выемочных штреков одного столба (при столбовой системе разработки), м; $v_{\text{вм. ш}}$ — скорость проведения выемочных штреков с учетом сопряжений, м/мес; $N_{\text{пр. ш}}$ — число

проходческих бригад, занятых на проведении штреков;

б) проведение разрезной печи

$$t_{p. п} = \frac{L_{p. п}}{v_{p. п}}, \quad (IX.33)$$

где $L_{p. п}$ — длина разрезной печи, м; $v_{p. п}$ — скорость проведения разрезной печи, м/мес;

7) монтаж очистного оборудования в разрезной печи:

$$t_{м. оч. об} = \frac{P_{оч. об}}{v_{монт. об}}, \quad (IX.34)$$

где $P_{оч. об}$ — общая масса очистного оборудования, т; $v_{монт. об}$ — скорость установки (монтажа) 1 т очистного оборудования, т/мес. Выполнением всех работ в пределах выемочного столба определяется общий срок его подготовки (мес)

$$t_{подг. в. ст} = t_{в. ш} + t_{p. п} + t_{м. оч. об}; \quad (IX.35)$$

Далее определяется время на подготовку всех очистных забоев, обрабатываемых одновременно (мес)

$$t_{подг. в. ст} = \frac{\sum_{i=1}^{i=n_{о. з}} t_{подг. в. ст} i}{N_{пр. в. ст. о. п}}, \quad (IX.36)$$

где $N_{пр. в. ст. о. п}$ — число одновременно подготавливаемых выемочных столбов.

Практика работы шахт свидетельствует — скорости подвигания очистных забоев сейчас настолько значительны, что сравниваются со скоростью проходки выемочных штреков, сечения которых с ростом нагрузки на очистные забои возросли до 10—15 м². Это обстоятельство требует подготавливать столько же выемочных столбов, сколько очистных забоев работает одновременно. Кроме того, следует подготавливать и резервные лавы (выемочные столбы) на случай возникновения аварийных ситуаций в действующих очистных забоях:

$$N_{в. ст. о. п} \geq n_{о. з. о. п}.$$

Общим принципом правильного ведения подготовительных работ (по вскрывающим, подготавливающим и выемочным горным выработкам) является сохранение равенства времени на отработку выемочных полей, панелей, этажей, горизонтов, пластов, блоков и соответственно на их подготовку:

$$T_{сум. отр} = T_{сум. подг.} \quad (IX.37)$$

Это соотношение применительно к одному выемочному полю можно развернуть в следующем виде:

$$\frac{L_{в. ст}}{v_{о. з. м}} k_{p. з} = \frac{L_{в. ш}}{v_{в. ш} N_{пр. ш}} + \frac{L_{p. п}}{v_{p. п}} + \frac{P_{оч. об}}{v_{монт. об}}, \quad (IX.38)$$

$k_{p. з}$ — коэффициент, учитывающий время на развитие и затухание добычи в очистном забое,

Из этого соотношения чаще всего приходится определять необходимую скорость проведения выемочных штреков $v_{\text{вм. ш}}$, число проводимых штреков $N_{\text{пр. ш}}$, т. е. скорость проведения штреков $v_{\text{вм. ш}} N_{\text{пр. ш}}$:

$$v_{\text{вм. ш}} N_{\text{пр. ш}} = \frac{L_{\text{вм. ш}}}{\frac{L_{\text{в. ст}} k_{\text{р. з}}}{v_{\text{о. з. м}}} - \frac{L_{\text{р. п}}}{v_{\text{р. п}}} - \frac{P_{\text{оч. об}}}{v_{\text{монт. об}}}}. \quad (\text{IX.39})$$

При известных $v_{\text{вм. ш}}$ и $N_{\text{пр. ш}}$ можно определить также необходимую скорость проведения разрезной печи $v_{\text{р. п}}$ и монтирования оборудования $v_{\text{монт. об}}$.

Применительно к одной панели соотношение принимает вид

$$\frac{n_{\text{кр}} n_{\text{яр}} L_{\text{в. ст}}}{n_{\text{о. з. пан}} v_{\text{о. з. м}}} k_{\text{р. з}} = \frac{L_{\text{осн. ш}}}{v_{\text{осн. ш}}} + \frac{V_{\text{сопр}}}{v_{\text{сопр}}} + \frac{L_{\text{бр. ход}}}{v_{\text{бр. ход}} N_{\text{пр. б}}} +$$

$$+ \frac{\sum_{i=1}^{n_{\text{в. м. ш}}} L_{\text{вм. ш} i}}{v_{\text{вм. ш}} N_{\text{пр. ш}}} + \frac{\sum_{i=1}^{i=n_{\text{р. п}}} L_{\text{р. п} i}}{v_{\text{р. п}} N_{\text{р. п}}} + \frac{\sum_{i=1}^{i=n_{\text{о. з}}} P_{\text{оч. об} i}}{v_{\text{монт. об}} N_{\text{монт. об}}}, \quad (\text{IX.40})$$

где $N_{\text{пр. ш}}$, $N_{\text{р. п}}$, $N_{\text{монт. об}}$ — число соответственно проходческих забоев по проведению выемочных штреков, забоев разрезных печей и очистных забоев под монтажом оборудования.

В зависимости от производственной ситуации может потребоваться определять скорость и время проведения основного штрека, бремсберга и ходка, выемочных штреков, разрезных печей или оборудование лав. Соотношение времени подготовки и отработки может соблюдаться при различных значениях неизвестных, т. е. оно является многовариантным в своем решении. Известно, что скорость проведения горных выработок и выполнения строительно-монтажных работ в панели непосредственно зависят от числа рабочих, применяемых средств механизации и стоимости. Поэтому расчет соотношения очистных и подготовительных работ может вестись как оптимизационная работа.

Аналогичным образом можно получить соотношение времени ведения отработки запасов и их восполнения, т. е. подготовки к выемке применительно к горизонту, блоку, пласту.

Глава X

ОСНОВНЫЕ ПОЛОЖЕНИЯ ПО ПРОЕКТИРОВАНИЮ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО КОМПЛЕКСА НА ПОВЕРХНОСТИ, ПОДЪЕМА И ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЯ ШАХТ

Х.1. ОБОСНОВАНИЕ ГЕНЕРАЛЬНОГО ПЛАНА ШАХТНОЙ ПОВЕРХНОСТИ

Поверхность шахты — это комплекс зданий, сооружений и установок, предназначенных для подъема, приема, технологической обработки и отправки угля и породы, спуска и подъема материалов,

оборудования и людей, проветривания подземных выработок, обеспечения горных работ энергией, производственно-бытового обслуживания трудящихся и выполнения других производственных процессов.

Технологические узлы и линии по обработке и погрузке угля, комплекс промышленных зданий и сооружений шахтной поверхности, связанных с подземной частью шахты единым технологическим процессом, образуют *промышленную площадку*.

Генеральным планом поверхности шахты называется совокупность проектных решений по размещению всех зданий, сооружений, транспортных и инженерно-технических коммуникаций предприятия и их взаимной увязке на промплощадке.

Технологическую основу генерального плана составляют производственные процессы на поверхности шахты. Различают четыре вида технологических схем выполнения процессов на поверхности шахты в зависимости от схемы движения и обработки угля на шахте;

1) схема движения и обработки угля при отправке его с шахты в рядовом виде;

2) схема движения и обработки угля при отправке его с шахты в рассортированном виде;

3) схема движения и обработки угля при отправке его с шахты в обогащенном виде;

4) схема движения и обработки угля при отправке его с шахты в обогащенном и рассортированном виде.

Первая и вторая схема имеют упрощенную технологию обработки угля. Третья и четвертая схемы рекомендуются для крупных шахт, которые проектируются в комплексе с обогащательными фабриками.

Основные технологические процессы осуществляются в специальных зданиях и сооружениях. Совокупность этих зданий и сооружений с оборудованием и транспортными связями, в которых происходит приемка угля, его обработка и транспорт к погрузочной станции, образуют *технологический комплекс поверхности шахты*.

В генеральных планах должен соблюдаться принцип функционального зонирования территории промплощадки с учетом технологических, санитарно-гигиенических и противопожарных требований, рациональных транспортных потоков, видов транспорта и очередности строительства.

В первой, фасадной, зоне размещают вспомогательные здания и сооружения общего назначения: объекты административно-бытового и культурного назначения. Во второй, центральной (производственной), зоне — основные производственные объекты: надшахтные комплексы главного и вспомогательного ствола. В третьей, вспомогательной, — железнодорожную станцию и непосредственно связанные с ней производственные сооружения.

Генпланы шахтной поверхности следует проектировать на базе унифицированных схем, предусматривающих рациональную блокировку комплексов главного и вспомогательного стволов с разде-

лением зданий и сооружений, имеющих разные категории производства по взрывоопасности.

Горнотехнические здания и сооружения. К горнотехническим зданиям и сооружениям относятся: надшахтные копры, здания обогатительных фабрик, котельных, электроподстанций, вентиляторов, калориферов, компрессорных, блоки зданий, возводимые над стволами, здание административно-вспомогательного назначения.

Надшахтный копер — это инженерное сооружение, расположенное над устьем шахтного ствола, обеспечивающее восприятие эксплуатационных нагрузок от направляющих шкивов, закрепленных в верхней части копра, при установке подъемных машин на земле (стальные или железобетонные копры), или от подъемных машин, расположенных непосредственно на копре (башенные копры).

Здания вентиляторов. Воздухоподающие стволы и воздухозаборные устройства должны располагаться таким образом, чтобы обеспечивать надежную чистоту воздуха. При необходимости следует предусматривать специальные мероприятия по очистке поступающего в шахту воздуха, подвод воздуха специальным каналом, фильтры, водяные завесы. Главные вентиляторные установки должны состоять из двух самостоятельных установок, из которых одна — резервная.

Проектировщики создают типовые проекты технологических узлов шахтной поверхности: блока главного ствола, блока вспомогательного ствола, административно-бытового комбината, здание вентиляторной, калориферной и др.

В блок главного ствола входят комплекс зданий и сооружений, располагаемый над устьем главного ствола и включающий копер, бункера для приема угля и породы, устройства для выбора из угля крупных кусков породы и посторонних предметов. В комплекс зданий и сооружений скипового ствола входят две технологические цепи — угольная и породная.

В блок вспомогательного ствола входят комплекс зданий и сооружений, расположенный над устьем вспомогательного ствола шахты и включающий копер, надшахтное здание с комплексом обмена и откатки вагонеток, ремонтная мастерская, помещение подъемных машин, склады материалов и оборудования, калориферная и компрессорная установки, склад противопожарных материалов.

Административно-бытовой комбинат — это здание или группа зданий, предназначенных для размещения административных, производственных, бытовых, санитарно-гигиенических, медицинских, конторских служб и общественных организаций.

В угольной промышленности к зданиям и сооружениям I класса относятся постоянные надшахтные копры, здания подъемных машин и вентиляторных установок главного проветривания и шахтных электроподстанций. Ко II классу относятся здания (блоки) главного и вспомогательного стволов, главные и сушильные корпуса обогатительных фабрик, радиальные сгустители, аккумуля-

лирующие и погрузочные устройства, котельные, вакуум-насосные, компрессорные, холодильные станции, административно-бытовые комбинаты. Остальные здания и сооружения относятся к III классу. Каждому классу установлены соответствующие степени долговечности и огнестойкости. По долговечности их разделяют на три степени, отличающиеся сроками службы: 1-я степень 100 лет, 2-я степень 50—100 лет, 3-я степень 20—50 лет.

Породные комплексы на поверхности угольных шахт. На породных комплексах угольных шахт занято до 5—7 % рабочих. Объем выдаваемой породы все увеличивается, а требования охраны окружающей среды возрастают, поэтому вопросам выбора породного комплекса и его параметров проектировщики уделяют большое внимание.

В состав породного комплекса шахт входят следующие технологические процессы: транспорт породы от места выдачи до погрузочных устройств; погрузки породы в транспортные средства, транспорт породы в отвал; отвалообразование; разработка, погрузка и транспорт материалов для профилактических мероприятий против самовозгорания породы и мероприятия по охране окружающей среды.

Основными технологическими принципами, определяющими размещение объектов на поверхности и их параметры, являются технологическая схема и мощность шахты.

Х.2. ПРИНЦИПЫ ПРОЕКТИРОВАНИЯ ГЛАВНОГО И ВСПОМОГАТЕЛЬНОГО ПОДЪЕМОВ *

Общие сведения. Одним из самых ответственных технологических звеньев шахты являются подъемы, надежность, безопасность и производительность которых служат решающими условиями ритмичной и эффективной работы всей шахты.

Шахтный подъем является сложным техническим и технологическим комплексом, основными элементами которого являются: подъемные машины и канаты (в наклонных стволах — мощные конвейерные установки); подъемные сосуды, загрузочные и разгрузочные устройства; копры и здания подъемных машин, армировка ствола, устройства управления.

Проектирование подъемов сводится к комплексному определению типов и параметров для всех указанных элементов.

При проектировании новых подъемных установок при трехсменном режиме работы по добыче угля общее число часов работы основного и вспомогательного подъема принимается не более 18 ч/сут. при двухсменном режиме работы по добыче время работы основ-

* Написано с участием канд. техн. наук М. Л. Кагановича.

ного подъема следует принимать не более 14, вспомогательного — 16 ч/сут.

Подъемные машины. Ряд малых и средних шахтных подъемных машин включает одно- и двухбарабанные машины с диаметрами барабанов: 1,2; 1,6; 2,0; 2,5; 3,0 и 3,5 м.

Подъемные канаты. Канаты, используемые на угольных шахтах, имеют постоянное сечение (круглое или плоское) и изготавливаются из светлой или оцинкованной проволоки.

Подъемные сосуды. Для вертикальных подъемов на угольных шахтах в качестве подъемных сосудов применяют скипы (для выдачи угля и породы) и клетки (для спуска-подъема людей, материалов, оборудования, а в ряде случаев для выдачи из шахты угля и породы).

Емкость скипов, выпускаемых промышленностью: 5; 9,5; 11; 15; 20; 25; 35 и 55 м³.

Загрузочные и разгрузочные устройства. На шахтах угольной промышленности камеры загрузочных устройств располагаются, как правило, выше основного горизонта.

Разгрузочные устройства состоят из приемного бункера и герметизирующей трубы диаметром 1,2—1,5 м, длиной 2—2,5 м. Под ней устанавливается питатель для передачи материала на последующее транспортное звено.

Назначение *армировок стволов* заключается в обеспечении направленного движения подъемных сосудов.

При проектировании новых стволов применяют следующие виды армировок:

в скиповых стволах при одном рабочем горизонте преимущественно гибкую, при обслуживании промежуточного горизонта жесткую;

в клетевых грузо-людских и людских стволах жесткую;

в стволах, склонных к искривлению гибкую.

Копры и здания подъемных машин. Подъемные машины при одноканатном подъеме устанавливают на нулевой отметке, направляющие шкивы на укосном копре, как правило, — на металлическом.

Многоканатные подъемные машины располагают в машинных помещениях башенных копров.

Оптимальное проектирование шахтных подъемных установок. В главных и вспомогательных стволах современных угольных шахт размещаются две, а иногда и три подъемные установки, совместно влияющие на выбор таких основных по затратам элементов подъема как ствол, армировка, копер (башенный или укосный).

Производительность скипового подъема зависит от двух основных факторов — грузоподъемности скипов и скорости их движения. Заданная производительность может достигаться при большой грузоподъемности скипа и малой скорости или наоборот. Изменение этих факторов влияет на элементы подъема, которые в основном определяют капитальные затраты и эксплуатационные расходы, — диаметр ствола, армировку, оборудование подъемных установок, (подъемные машины, канаты, сосуды, электродвигатели), объемные

решения по копру и т. п. Следовательно, определение оптимального соотношения грузоподъемности скипа и максимальной скорости движения должно основываться на экономической оценке изменений параметров и элементов всего комплекса подъема. Увеличение максимальной скорости не приводит к пропорциональному росту производительности, но значительно увеличивает стоимость армировки. При увеличении грузоподъемности скипов возникает необходимость устанавливать более мощные подъемные машины с большей стоимостью, что, в свою очередь, может привести к увеличению высоты башенных копров (при многоканатном подъеме) из-за невозможности размещения при этом нескольких машин на одном этаже машинного зала.

Расчет двухконцевой подъемной установки с цилиндрическими барабанами осуществляется в такой последовательности.

1. Рассчитывается часовая производительность подъемной установки (т/ч):

$$A_{п. у. ч} = \frac{A_{п. у. год} k_n}{N_{р. д} T_{п. у}}, \quad (X.1)$$

где $A_{п. у. год}$ — годовая производительность подъемной установки, т; k_n — коэффициент неравномерности поступления груза к стволу; $N_{р. в}$ — число рабочих дней в году; $T_{п. у}$ — число часов работы подъема в сутки.

2. Принимается скип из числа рассматриваемых вариантов.

3. Рассчитывается продолжительность цикла подъема:

$$T_{ц} = \frac{3600 Q_{п. ч}}{A_{п. у. ч}}, \quad (X.2)$$

где $Q_{п. г}$ — масса полезного груза, т.

4. Определяется чистое время движения (с):

$$T_{ч} = T_{ц} - \Theta, \quad (X.3)$$

где Θ — пауза на загрузку-разгрузку скипов, с.

5. Определяется необходимая максимальная скорость путем решения уравнения

$$f(v_{max}) = T_{ч},$$

где $f(v_{max})$ — формула, описывающая чистое время движения через искомую максимальную скорость v_{max} и заданные параметры тахограммы (скорость схода порожнего скипа с разгрузочных кривых, скорость входа груженого скипа в разгрузочные кривые, ускорения при перемещении скипа в разгрузочных кривых и вне разгрузочных кривых, замедления при движении скипа до разгрузочных кривых и при стопорении).

6. Проверяется, не превышает ли полученная скорость предельную заданную проектировщиком. Если скорость допустима, то можно перейти к п. 7. В противном случае принимается к рассмотрению следующий скип из числа рассматриваемых, и расчет повторяется, начиная с п. 3.

7. Рассчитывается масса 1 м подъемного каната (кг):

$$P_{п.к} = \frac{Q_{п.г} + Q_{ск}}{\frac{\sigma}{m_3 \gamma_0} - H_0}, \quad (X.4)$$

где $Q_{п.г}$ — масса полезного груза, кг; $Q_{ск}$ — масса скипа, кг; σ — предел прочности проволоки при растяжении, Па; m_3 — постоянный запас прочности каната; γ_0 — фиктивная плотность 1 м каната, приходящаяся на 1 см² сечения; H_0 — максимальная длина отвеса каната.

8. По величине $P_{п.к}$ из принятого ГОСТа выбирается ближайший больший размер каната.

9. У выбранного каната проверяется статический запас прочности:

$$m_3 = \frac{P_z}{Q_{п.г} + Q_{ск} + Q_{п.к} H_0}, \quad (X.5)$$

где P_z — суммарное разрывное усилие всех проволок каната, Н.

Для шахтных подъемных установок запас прочности каната (постоянный) должен быть не ниже 6,5-кратного для подъемных установок, служащих исключительно для спуска и подъема груза.

10. Определяется необходимость уравнивания подъема. Если

$$\frac{P_{п.к} H_{п}}{Q_{п.г}} \geq 0,6, \quad (X.6)$$

то принимается уравнивающий канат, близкий по массе к подъемному ($H_{п}$ — высота подъема, м).

11. Выбирается подъемная машина.

При определении необходимого минимального диаметра барабана подъемной машины в соответствии с ПБ следует руководствоваться отношением диаметра барабана к диаметру подъемного каната.

Для одноканатных подъемных машин, устанавливаемых на поверхности, при круглопрядных или трехграннопрядных канатах

$$\frac{D_6}{d_k} \geq 79.$$

Требуемая канатоемкость барабана для двухбарабанной подъемной машины с цилиндрическими барабанами

$$B_k = \left(\frac{H_{п} + h_{и}}{\pi D_6} + n_{тр} + 1 \right) (d_k + s), \quad (X.7)$$

где $h_{и}$ — резервная длина каната, предназначенная для взятия проб на испытания, равная 30 м; $n_{тр}$ — число витков трения каната, для барабанов с деревянной футеровкой $n_{тр} = 3$, с металлической футеровкой $n_{тр} = 5$; s — зазор между смежными витками канатов, равный 2—3 мм.

Определяются максимальное статическое натяжение канатов $F_{\text{ст max}}$ и максимальная разность статических натяжений $R_{\text{ст}}$.

При неуравновешенной системе ($P_{\text{ук}} = 0$):

$$F_{\text{ст max}} = Q_{\text{п. г}} + Q_{\text{ск}} + P_{\text{п. к}} (H_0 - h'_{\text{ск}}), \quad (\text{X.8})$$

$$R_{\text{ст}} = Q_{\text{п. г}} + P_{\text{п. к}} H_{\text{п}},$$

где $h'_{\text{ск}}$ — высота скипа без прицепных устройств.

При тяжелом уравнивающем канате ($P_{\text{у. к}} > P_{\text{п. к}}$):

$$F_{\text{ст max}} = Q_{\text{п. г}} + Q_{\text{ск}} + P_{\text{п. к}} (H_0 - h'_{\text{ск}} - h_x - H_{\text{п}}) + P_{\text{у. к}} (H_{\text{п}} + h_x), \quad (\text{X.9})$$

$$R_{\text{ст}} = Q_{\text{п. г}} + (P_{\text{у. к}} - P_{\text{п. к}}) H_{\text{п}}.$$

При уравновешенной системе:

$$F_{\text{ст max}} = Q_{\text{п. г}} + Q_{\text{ск}} + P_{\text{п. к}} (H_0 - h'_{\text{ск}}); \quad (\text{X.10})$$

$$R_{\text{ст}} = Q_{\text{п. г}}.$$

При легком уравнивающем канате:

$$F_{\text{ст max}} = Q_{\text{п. г}} + Q_{\text{ск}} + P_{\text{п. к}} (H_0 - h'_{\text{ск}} - h_x) + P_{\text{у. к}} h_x; \quad (\text{X.11})$$

$$R_{\text{ст}} = Q_{\text{п. г}} + (P_{\text{п. к}} - P_{\text{у. к}}) H_{\text{п}},$$

где h_x — длина петли уравнивающего каната.

В соответствии с рассчитанными диаметром барабана, максимальным статическим натяжением и разностью статических натяжений выбирается подъемная машина.

12. Определяется длина струны каната. При расположении направляющих шкивов на одной горизонтальной оси длина струны

$$L_s = \sqrt{(H_{\text{коп}} - l_0)^2 + (b - R_{\text{ш}})^2}, \quad (\text{X.12})$$

где $H_{\text{коп}}$ — высота копра; l_0 — превышение оси барабана над нулевой отметкой; b — расстояние между осью барабана и отвесом каната; $R_{\text{ш}}$ — радиус направляющего шкива.

При расположении направляющих шкивов в одной вертикальной плоскости длина большей струны

$$L_{s_1} = \sqrt{(H_{\text{коп}} - l_0)^2 - (b_2 - R_{\text{ш}})^2}; \quad (\text{X.13})$$

длина меньшей струны

$$L_{s_2} = \sqrt{(H_{\text{коп}} - l_1 - l_0)^2 + (b_1 - l_{\text{от}} - R_{\text{ш}})^2}, \quad (\text{X.14})$$

где b_1 — расстояние между осью барабана и отвесом каната меньшей струны; b_2 — то же, но большей струны; l_1 — расстояние между шкивами; $l_{\text{от}}$ — расстояние между отвесами канатов в стволе.

Длина струны каната без поддерживающих роликов должна быть, как правило, не более: 45 м — при угле наклона до 30°; 65 м — при угле наклона 31—45°; 75 м — при угле наклона свыше 45 м.

При длине струны более 75 м необходимо предусматривать установку поддерживающих роликов.

13. Рассчитываются углы отклонения каната (или девиации), которые должны соответствовать требованиям ПБ и ПТЭ.

Пропускная способность вспомогательного (клетевого) подъема проверяется путем расчета числа и длительности подъемов клеток в течение суток.

К наиболее распространенным операциям, выполняемым вспомогательным подъемом, относятся: спуск и подъем людей; спуск длинномеров, ВВ, металлической крепи и лесных материалов, а также инертной пыли, бетона, балласта; спуск и подъем оборудования, вагонов и платформ. Кроме того, должно быть учтено время на спуск и на подъем прочих материалов $T_{\text{пр}}$, лиц технического надзора в течение смены $T_{\text{т.н}}$ и сменный осмотр подъемных машин и канатов $T_{\text{осм}}$.

Затраты времени на выполнение указанных операций можно определить, если известна потребность шахты (суточная или годовая) в соответствующих объемах работ $Q_{\text{ч}}$. Тогда при объеме работ, производимых за один подъем клетки $q_{\text{кл},r}$, общее число подъемов для производства i -й операции ($r = 1, 2, \dots, n_{\text{опер}}$), где $n_{\text{опер}}$ — число операций, осуществляемых вспомогательным подъемом в течение суток,

$$n_{\text{п.ч}} = \frac{Q_r}{q_{\text{кл},r}}. \quad (\text{X.15})$$

Продолжительность цикла подъема (с)

$$t_{\text{ц},r} = \frac{H_{\text{в.ст}}}{v_{\text{кл},r}}, \quad (\text{X.16})$$

где $v_{\text{кл},r}$ — допустимая средняя скорость подъема при производстве r -го вида работ, м/с.

Общее число часов работы вспомогательного подъема в сутки при производстве r -го вида работ

$$T_r = \frac{1}{3600} n_{\text{п},r} t_{\text{ц},r}, \quad (\text{X.17})$$

а суммарное время в сутки на выполнение всех видов работ

$$T_{\text{в.под}} = \sum_{r=1}^{n_{\text{опер}}} T_r k_{\text{нер},r} + T_{\text{пр}} + T_{\text{рт}} + T_{\text{осм}}, \quad (\text{X.18})$$

где $k_{\text{нер},r}$ — коэффициент неравномерности работы вспомогательного подъема r -го вида работ.

Пропускная способность вспомогательного подъема $A_{\text{в.под}}$ будет достаточна для выполнения необходимого объема работ $\sum_r Q_r$, если $T_{\text{в.под}} \leq T_{\text{н}}$ ($T_{\text{н}}$ — нормативное число часов работы вспомогательного подъема).

Предусматриваются, как правило, следующие схемы оборудования стволов:

главные скиповые стволы, предназначенные для выдачи угля (или горной массы) оборудуются одной или двумя двухскиповыми подъемными установками. Применение односкиповых подъемных установок допускается как исключение в случае необходимости выдачи угля разных марок, а также при многогоризонтной работе;

скиповые стволы, предназначенные для выдачи породы оборудуются односкиповой с противовесом или двухскиповой подъемной установкой;

вспомогательные стволы, предназначенные для спуска-подъема людей, материалов и оборудования, оснащаются двухклетевыми и одноклетевыми с противовесом или двумя одноклетевыми подъемными установками. В отдельных случаях допускается применение одной двухклетевой подъемной установки,

фланговые вентиляционные и воздухоподающие стволы, предназначенные для аварийного подъема людей из шахты, оборудуются двухклетевой или одноклетевой с противовесом подъемной установкой с типовыми клетями

Х.З. МЕРОПРИЯТИЯ ПО ОХРАНЕ ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ В ПРОЕКТАХ СТРОИТЕЛЬСТВА И РЕКОНСТРУКЦИИ ШАХТ

Деятельность горнодобывающих и перерабатывающих предприятий к настоящему времени достигла таких масштабов, что ее последствия стали решительно сказываться на состоянии почти всех элементов окружающей людей среды — атмосфере, водных ресурсах, растительном и животном мире, обеспеченности необходимыми жизненными ресурсами, здоровье и жизни людей. Следует подчеркнуть, что, к сожалению, последствия эти, как правило, негативные.

Гигантские объемы добычи полезных ископаемых, масса вредных газов, изменение рельефа и состояния толщи земной коры, загрязненные воды, изъятие на длительное время плодородных и полезных площадей и др. — все это беспокоит человечество, вызывая стремление найти способы снижения вредного влияния горных разработок на окружающую среду.

По существу с начальных стадий проектирования горных предприятий вопросы охраны окружающей среды прорабатываются и учитываются. Так, уже в проекте горного отвода регламентируются и гарантируются наиболее полная выемка запасов, исключение подрезки природных и строительных объектов на поверхности, рекультивация и возврат земельных участков в сельскохозяйственное и другое полезное использование, отсутствие или предотвращение опасных загрязнений и засорений водоемов, опасных воздействий на животный и растительный мир.

Генеральный план поверхности шахты должен обеспечивать компактное, как правило, сблокированное размещение отдельных

зданий и сооружений, которое исключает необоснованно протяженные транспортные, тепловые, водные и электрокоммуникации. Породные отвалы и котельные необходимо располагать с подветренной стороны, выделяя при этом санитарно-защитные зоны, которые следует озеленять. Площадь участков озеленения должна составлять не менее 15 % общей площади предприятия.

Участки поверхности для размещения отвалов, шламонакопителей, складов, трубопроводов, линий электропередачи, дорог и пр. следует располагать на землях, непригодных для сельскохозяйственных угодий, не покрытых лесом и полезным кустарником, за пределами площадок предприятий с соблюдением норм технологического проектирования и ПБ. Различного рода водоемы, отстойники допускается размещать в таких местах, в которых аварии ограждений не приведут к затоплению предприятий, жилых и общественных помещений. Важное место при проектировании следует отводить управлению шахтными водами. Прежде всего при сбросе шахтных вод и в целом любых сточных вод должны предусматриваться сооружения по их очистке от вредных примесей до нормируемых пределов.

Возможность контроля и, конечно, управления качеством сточных вод проектировщики должны закладывать в проект строительства предприятия. Нередки случаи изменения установленного в природе гидрогеологического режима, заболачивания территории, вызываемые сдвижением массива горных пород в связи с выемкой угля и проведением горных выработок. Эффективными мероприятиями против этих явлений следует считать полную закладку выработанного пространства и водопонижение через скважины. Рачительное отношение к плодородию земель выражается также проведением мероприятий по снятию, складированию, хранению и последующему использованию плодородного слоя почвы тех участков поверхности, которые застраиваются или нарушаются.

Проектом определяются также сроки (размеры участков) возвращения земли, отводимой при строительстве и эксплуатации шахты под автомобильные дороги, временные поселки, производственные базы. Предусматриваются мероприятия по приведению этих участков в состояние, отвечающее «Основным положениям по восстановлению земель, нарушенных при разработке месторождений полезных ископаемых, проведению геологоразведочных, строительных и иных работ».

Значительными предстают перед проектировщиками проблемы утилизации получаемой при ведении горных работ породы, тушения горящих породных отвалов, снижения выделения газообразных и пылевидных продуктов горения отвалов, поднимающегося по трещинам метана, а также сокращения потерь полезного ископаемого. Достаточно сказать, что в настоящее время в угольной отрасли имеется около 2600 породных отвалов, к которым ежегодно добавляется около 40 новых. Если не принимать мер, то под породными терриконниками и отвалами законсервируются на десятки лет более 400 км² плодородных земельных площадей. Все породные

отвалы запыляют атмосферу, более 600 продолжают гореть, выделяя при этом большое количество дыма, окиси углерода, сернистого газа и др.

На расстоянии до 800—1200 м от горящих отвалов атмосфера существенно загрязняется вредными газами и пылью и, что особенно неблагоприятно, такой воздух засасывается вентиляторами и подается в шахты. Кардинальными мерами устранения перечисленных явлений и их последствий для проектировщиков служат полный отказ от выдачи породы на поверхность, закладки ее в выработанном пространстве шахт. В углепородных забоях подготовительных выработок, как правило, не следует допускать смешивания отбитого угля и породы, а при комбайновой проходке горную массу направлять только на обогатительные фабрики.

Размещение породы в выработанном пространстве позволяет предотвращать и другие неблагоприятные последствия подземной разработки угля: прогибы и провалы поверхности, образования трещин в массиве, расслоения покрывающей толщи пород и увеличения горного давления, миграцию метана на поверхность, в том числе в жилые здания и места нахождения людей и пр. Проектирование размещения породы в шахте, по существу расширяет область экономической выгоды способа управления кровлей полной закладкой. Технология разработки угля с применением управления кровлей полной закладкой уже связана с добычей 5 млн. т угля в год. Следует расширять область и масштабы применения этой технологии на разработку охранных и предохранительных целиков, что позволит более полно извлекать запасы угля. В особо ответственных случаях извлечения целиков под руслами рек, озерами, лесами, строительными объектами в проектах следует рекомендовать гидравлическую закладку, которая снижает осадку покрывающей толщи пород до величины не более чем 10—15 % от вынимаемой мощности пласта и сводит к минимуму вероятность распространения процесса сдвижения до поверхности.

Особенно важно добиваться в проектах строительства и реконструкции шахт на действующих предприятиях осуществления всего комплекса охранных мероприятий, совместный эффект которых позволит свести к нулю неблагоприятное воздействие подземной разработки угля на окружающую среду.

Х.4. ПРИНЦИПЫ ПРОЕКТИРОВАНИЯ ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЯ ШАХТЫ

Общие положения. Для бесперебойного снабжения энергией на шахтах создается энергетическое хозяйство: главная подстанция на поверхности (ГП), центральная (ЦПП) и участковые подземные подстанции (УПП), энергетические и кабельные сети.

Проектирование электроснабжения шахт представляет весьма сложную задачу и сводится к обоснованному выбору и расчету всех элементов системы подвода, распределения, безопасного использования, контроля электроэнергии: состав электропотребителей и

электрооборудования, расчет параметров электропотребления, понизительные и распределительные установки и устройства, аппаратура включения, отключения и защиты, кабельные сети и расчет их параметров и др. Сотни и тысячи токоприемников, пускателей, десятки трансформаторов и выключателей, десятки и сотни километров различных кабелей, тысячи киловатт установленной мощности токоприемников — вот далеко не полная количественная характеристика системы электроснабжения шахты.

В основе проектирования электроснабжения лежит технологическая схема шахты, схема размещения горных машин и установок, их параметры и режим работы: средства механизации очистных и подготовительных работ, транспорта, подъема, вентиляции, водоотлива, сортирования, обогащения, погрузки и др.

Все потребители электроэнергии в зависимости от категории бесперебойности электроснабжения делят на три категории:

I — электроприемники, нарушение электроснабжения которых влечет за собой опасность для жизни людей, значительный ущерб народному хозяйству, повреждение оборудования, массовый брак продукции. Эти электроприемники должны питаться от двух независимых источников с применением АВР. К потребителям I категории на шахтах относятся: клетевой подъем, вентилятор главного проветривания, насосную противопожарную станцию, сетевые и питательные установки котельных, главный водоотлив, центральную подземную подстанцию, гидроподъем.

II — электроприемники, перерыв в электроснабжении которых связан с массовым недовыпуском продукции, простоем рабочих механизмов; эти электроприемники рекомендуется питать от двух независимых источников. К потребителям II категории относят скиповые подъемы, компрессорные станции, зумпфовой водоотлив.

III — все остальные электроприемники, которые не подходят под определение I и II категорий. Механические мастерские, лесной склад, административно-бытовой комбинат, участковые подъемные установки, подземный транспорт, очистные и подготовительные работы — отнесены к потребителям III категории, для которых резервное питание не предусматривается.

Подземные электропотребители обеспечиваются питанием либо через шахтный ствол (при больших глубинах), либо через шурф и скважины.

При проектировании подстанции на любое напряжение, как правило, применяют типовые проекты.

Основные положения современной практики проектирования подстанций горных предприятий сводятся к следующему.

Для ГП рекомендуется применять глубокий ввод напряжения 35—110 (150) кВ.

Выбор числа и мощности силовых трансформаторов ГП осуществляется исходя из расчетной нагрузки и условий обеспечения резерва в аварийном режиме. В большинстве случаев на ГП устанавливается два трехобмоточных шахтных трансформатора. Мощность каждого из них принимается равной 0,63—0,75 суммарной

максимальной нагрузки на период освоения проектной мощности шахты.

ЦПП предназначена для приема и передачи электрической энергии напряжением 6 кВ к высоковольтным распределительным пунктам (РПП-6) и к УПП. Камера ЦПП располагается в околоствольном дворе.

После понижения напряжения до 380, 660 или 1140 В энергия подается к распределительным пунктам участков и далее по гибким кабелям к токоприемникам машин и механизмов.

Участковые понизительные подстанции (УПП) делят на стационарные (УТП) и передвижные (ПУПП).

Подземные распределительные пункты напряжением до 660 и 1140 В (РПП-0,66 и РПП-1,14) делят на стационарные, располагаемые в специальных нишах или выработках (для питания участкового водоотлива, бремсберговых или уклонных конвейеров и т. д.), и передвижные (для электроснабжения очистных и подготовительных забоев).

Проектирование электроснабжения подземных горных работ.
Исходные материалы для проектирования:

- 1) план горных работ;
- 2) горно-геологическая и горнотехническая характеристики условий применения электрооборудования;
- 3) сведения о всех электропотребителях (типы, число, мощность всех электроустановок);
- 4) основные параметры питающей энергосистемы, расстояние до питающей районной подстанции, сечение проводов, мощности питающих трансформаторов и т. д.;
- 5) график одновременности работы очистных и подготовительных забоев.

Важнейшим вопросом является определение ожидаемых силовых и осветительных нагрузок. С этой целью составляются таблицы всех применяемых установок с указанием типа электрооборудования и его параметров.

Следующим этапом проектирования является определение мощности участковой трансформаторной подстанции. Для этого может быть использован метод коэффициента спроса, когда устанавливается наиболее загруженная смена. Исходными данными для расчета мощности трансформатора являются установленная мощность $\Sigma P_{\text{уст}}$ (номинальная мощность всех приемников, питаемых от данной трансформаторной подстанции, за исключением резервных) и присоединенная мощность приемников (мощность, потребляемая приемниками при работе с номинальной нагрузкой).

Требуемая мощность трансформатора (кВ·А):

$$S_{\text{тр}} = \Sigma P_{\text{уст}} \frac{k_c}{\cos \varphi}, \quad (\text{X.19})$$

где k_c — коэффициент спроса.

По величине $S_{\text{тр}}$ выбирают силовой трансформатор мощностью $S_{\text{н}} \geq S_{\text{тр}}$.

После выбора трансформатора выполняется расчет кабельной сети, т. е. необходимо выбрать сечение кабеля по допустимому току и по допустимой потере напряжения.

Последовательность расчета следующая:

определяется расчетный ток нагрузки $I_{\text{р}}$ (А), для выбора кабеля, питающего отдельный электродвигатель

$$I_{\text{р}} = \frac{P_{\text{н}} k_{\text{з}} 10^3}{\sqrt{3} U \cos \varphi_{\text{дв}} \eta_{\text{дв}}}, \quad (\text{X.20})$$

где $P_{\text{н}}$ — номинальная мощность электродвигателя, кВт; $k_{\text{з}}$ — коэффициент загрузки; U — напряжение сети, В; $\cos \varphi$ и η — коэффициенты мощности и к. п. д. электродвигателя; определяется расчетный ток $I_{\text{р}}$ нагрузки фидерного кабеля, питающего группы электродвигателей,

$$I_{\text{д}} = \frac{10^3 \sum P_{\text{н}} k_{\text{с}}}{\sqrt{3} U \cos \varphi_{\text{ср}}}, \quad (\text{X.21})$$

где $k_{\text{с}}$ — коэффициент спроса для группы.

По допустимому току выбирают кабель (каждому стандартному сечению жилы кабеля соответствует определенный допустимый длительный ток), производится расчет потери напряжения кабеля, наиболее удаленного от трансформаторной подстанции (с максимальным моментом тока).

Согласно ГОСТу минимальное допустимое напряжение электродвигателя $U_{\text{мин}}$ может отличаться от номинального напряжения не более чем на 5 %, следовательно, допустимая потеря напряжения

$$\Delta U_{\text{д}} = U_{\text{тр}} - U_{\text{мин}},$$

где $U_{\text{тр}}$ — номинальное напряжение вторичной обмотки трансформатора.

Полная потеря напряжения ΔU складывается из потерь в трансформаторе $\Delta U_{\text{тр}}$, в фидерном кабеле $\Delta U_{\text{ф.к}}$ и гибком кабеле $\Delta U_{\text{г.к}}$:

$$\Delta U = \Delta U_{\text{тр}} + \Delta U_{\text{ф.к}} + \Delta U_{\text{г.к}}.$$

Величина ΔU не должна превосходить величину $\Delta U_{\text{д}}$, иначе параметры кабельной сети пересматриваются. Окончательно выбирают кабель с большим сечением.

После выбора сечения кабеля проектировщики должны проверить кабельную сеть по пусковому режиму, поскольку у асинхронных двигателей с короткозамкнутым ротором пусковой ток в 5—7 раз превышает номинальный.

Следующим этапом проектирования является выбор пусковой и защитной аппаратуры.

Автоматические выключатели, ручные и магнитные пускатели выбираются по номинальному напряжению и номинальному току подключаемой сети, а пускатели — еще дополнительно и по мощности управляемого электродвигателя. Выбранные по этим параметрам аппараты проверяются: магнитные пускатели — на соответствие их коммутационных и разрывных способностей величинам пускового тока защищаемого электродвигателя; автоматические фидерные выключатели по току к. з. сети.

Типы фидерных выключателей выбирают по общему номинальному току группы потребителей с учетом коэффициента спроса:

$$I_{н. \phi} \geq k_c \sum_{i=1}^n I_{ni}.$$

Г л а в а X I

ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ И КАЧЕСТВА ПРОЕКТОВ СТРОИТЕЛЬСТВА И РЕКОНСТРУКЦИИ ШАХТ

XI.1. КОМПЛЕКС ОСНОВНЫХ ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ И КАЧЕСТВА ПРОЕКТА

Выполненный проект в основном предопределяет технико-экономические показатели будущего предприятия. В этом плане проблеме повышения уровня технико-экономического качества проектов шахты придается решающее значение.

Термин «качество» произошел от латинского слова «qualitas» — свойство и не содержит в себе четкого указания, о каком качестве и о какой области знаний идет речь.

В техническом аспекте все существующие формулировки понятия «качество» можно свести к следующим характерным особенностям [15]:

а) качество предмета рассматривается с какой-то одной главной стороны, т. е. учитывается одно свойство, остальные свойства условно отбрасываются (символизирующее качество). Данное понимание «качества» можно применять по отношению лишь к наиболее простым по назначению предметам, орудиям труда и т. д. Эти предметы, как правило, должны соответствовать однозначным требованиям типа: «лишь бы было острым», «лишь бы было твердым», «лишь бы было производительным» и т. д.

Употребляется в этом смысле понятие «качество» и в проектной практике. Естественно, что применительно к отдельным проектным решениям такое понимание правильное. Например, качество вентиляции, качество транспорта и др.;

б) качество предмета или продукта рассматривается с точки зрения соответствия чертежам, подобию оригиналу, техническим условиям (расширенное качество). В таком смысле в основном ха-

рактизуется не столько сам предмет, сколько качество работы по его изготовлению, а собственно качество продукта этой работы определяется совокупностью свойств, заложенных в проект, объект. Данная смысловая нагрузка понятия «качество» характерна для сферы проектирования, и именно в этом смысле наиболее часто употребляется на практике данное понятие «качество проекта»;

в) качество предмета или продукта труда понимается как соответствие целого комплекса его свойств требованиям и условиям его использования по назначению (интегральное качество). Очевидно, что данное толкование понятия «качество» приемлемо к более сложным в использовании продуктам труда, средствам производства, предметам и вещам. Предмет, как правило, должен отвечать целому комплексу требований. Например, горная машина должна обладать высокой производительностью, надежностью в эксплуатации, экономичностью, безопасностью в обслуживании и др.

В настоящее время намечается все более комплексный подход в трактовке понятия «качество» продукции. Утверждается понимание качества с обязательным отражением двух сторон: во-первых, со стороны фактических народнохозяйственных и общественных потребностей, которые должны удовлетворяться продукцией, во-вторых, с точки зрения затрат, которые несет общество на производство и потребление этой продукции.

Проект современной шахты отражает весьма сложные отношения производственно-технических и экономических сторон предприятия. В связи с этим качество проекта шахты следует понимать как интегральное качество, его оценка должна осуществляться существующими методами, позволяющими интегральный учет всех этих сторон создания и работы предприятия.

Многоцелевой характер проектирования, многомерность эффективности проектов сложных систем значительно усложняют процесс оценки технико-экономического качества проектов, делают его комплексным. Решение задачи в этом аспекте одни авторы предлагают путем составления «суперфункций», объединяющих все критерии, другие — путем формирования «критериального комплекса» и поочередного применения различных критериев оптимальности в зависимости от возникающей ситуации.

В общей проблеме оценки эффективности проектов шахт критерий оптимальности, с одной стороны, и комплекс технико-экономических показателей проекта шахты, с другой, приобретают различное, самостоятельное значение. *Критерий оптимальности* позволяет выявить из определенного множества наиболее экономичные варианты для выполнения проекта шахты, а перечень технико-экономических показателей (в том числе и критерий оптимальности) дает возможность сделать обобщающую оценку эффективности проекта, оценку качества проекта. Под технико-экономическим качеством проекта шахты понимается степень соответствия его параметров показателей, принятой технологии, средств механизации производства, производственных процессов, форм организации

труда и системы управления, мер безопасности — наивысшим достижением.

В настоящее время для всесторонней характеристики технико-экономического качества проекта шахты привлекается большое число разнообразных технологических, организационных, экономических и эксплуатационных показателей. Каждый из них в той или иной мере подмечает определенную существенную черту проекта, без которой представление о технико-экономическом качестве проекта в целом будет неполным. Бесспорно, что таких показателей много. Больше того, известно стремление к постоянному расширению совокупности технических и экономических показателей в целях наиболее полного отражения через их посредство сложной сущности технико-экономического качества проекта. «Инструкцией по составлению технико-экономической части проектов строительства и реконструкции угольных и сланцевых предприятий и подготовки новых горизонтов на шахтах» определен перечень технико-экономических показателей, позволяющий вести относительное сравнение выполненных проектов с лучшими проектами, утвержденными и реализованными в последние годы, а также с передовыми действующими предприятиями. Эти показатели дают возможность сопоставить горно-геологические условия разных шахт, установить сравнительную производственно-техническую прогрессивность проектов и экономическую эффективность их реализации. Перечень включает более 20 показателей, среди которых имеются, наряду с основной группой обобщающих показателей, целый ряд вспомогательных и справочных.

Важнейшее место при этом должно отводиться комплексу производственно-технических показателей, показателям экономической эффективности капитальных вложений и производства, т. е. комплексу экономических показателей. Вместе с тем следует учитывать комплекс горно-геологических характеристик, отражающих технологичность условий разработки запасов.

Для выявления общей технологичности условий разработки месторождения целесообразно учитывать целый ряд горно-геологических характеристик.

Исследования ряда ученых (проф. А. П. Килячков, д-р техн. наук А. К. Харченко, д-р экон. наук А. С. Астахов, канд. техн. наук С. И. Зорин, канд. техн. наук Ю. Н. Кузнецов, канд. экон. наук Т. П. Зотова, д-р техн. наук Л. А. Зиглин и др.) свидетельствуют, что на результаты работы шахт и показатели проектов наибольшее влияние оказывают: мощность угольных пластов, глубина разработки, газоносность месторождения (газообильность шахты), объем и нарушенность запасов, число кондиционных пластов и величина междупластия, угол падения пластов, марка и плотность угля и другие количественные характеристики.

На ведение тех или иных производственных процессов на шахте влияние оказывают и другие обстоятельства, выражающиеся часто лишь качественно: устойчивость пород, обрушаемость пород, крепость пород и угля и т. д.

Сравнивать технологичность горно-геологических условий месторождений или шахт — это значит сравнивать величины этих характеристик. Само понятие «технологичность условий разработки месторождения», естественно, употребляется по отношению ко всему производству шахты, ко всем производственным процессам шахты, и, более того, ко всем периодам существования шахт: строительство, освоение, нормальная работа шахты. Следовательно, чтобы давать оценку, утверждая, что горно-геологические условия хуже или лучше, технологичность разработки запасов выше или ниже, нужно представить влияние отдельных характеристик горно-геологических условий на общешахтные производственно-технические и экономические показатели.

В комплекс производственно-технических показателей и параметров шахты включают прежде всего наиболее общие показатели концентрации производства и работ, механизации и надежности.

1. Производственная (проектная) мощность шахты ($A_{ш.р}$) является одним из главных производственных показателей шахты, выражающих объем потребительной стоимости, ради производства которой и создается предприятие. Несомненно, что без выражения меры удовлетворения потребностей в угле нельзя иметь полное представление о народнохозяйственной эффективности того или иного проекта шахты. Мощность шахты, кроме того, свидетельствует о концентрации угледобычи в стране, степени сложности сети грузопотоков в отдельных районах страны.

2. Срок службы шахты $T_{сл}$ важен тем, что в определенной степени является мерилем стабильности в шахтном фонде отрасли. Чем больше срок службы шахты, тем больший промежуток времени не возникает потребность во введении в строй новых шахт на покрытие выбывающих. Как известно, более ранняя потребность в капитальных вложениях на строительство объектов, отличающихся длительными сроками строительства и освоения проектных показателей, неблагоприятна.

3. Увеличение срока строительства шахты ($\tau_{стр}$) создает в противоположность увеличению срока службы шахты напряженные условия работы того или иного угольного района и отрасли в целом, так как это отдаляет получение потребителем угля с данной шахты, которая, естественно, является оптимальным поставщиком.

4. Нагрузка на очистной забой $A_{о.з}$ является весьма важным и полезным показателем эффективности ведения горных работ. Именно нагрузка на очистной забой в значительной степени объясняет тот или иной уровень более общих технических и экономических показателей. Так, нагрузка на очистной забой влияет на мощность шахты, на нагрузку на транспортные выработки и т. д.

5. Показатель объема горных выработок на 1000 т годовой мощности (удельный объем горных выработок $V_{г.в}$) выражает концентрацию горных работ, интенсификацию отработки запасов шахтного поля, совершенство геометрических и пространственных параметров сети горных выработок.

6. Показатель объема промышленных зданий и сооружений на 1000 т годовой мощности $V_{\text{пром.зд}}$ удачно отражает не только строительную, планировочную прогрессивность технологического комплекса на поверхности шахты, но и компактность схемы вскрытия.

7. Показатель удельной (на 1000 т добычи) протяженности поддерживаемых горных выработок $L_{г.в}$ отражает качество ведения горных работ в пределах выемочных участков, совершенство схем подготовки, системы разработки и порядка отработки запасов.

8. Показатель энерговооруженности труда рабочих по добыче (Э) характеризует соотношение механизированных работ и немеханизированного труда, дает представление о технической базе предприятия, прогрессивности решений, непосредственных возможностях роста производительности труда.

9. В условиях все возрастающих темпов подвигания очистных работ скорость проведения горных выработок ($v_{г.в}$) приобретает важное значение как в организационно-техническом отношении, так и в экономическом плане.

10. Оценка допускаемых проектом потерь угля ($Z_{\text{пот}}$) — достаточно сложная задача. Наиболее понятен ущерб, наносимый потерями вследствие возрастания удельной величины затрат на горно-разведочные работы и на строительство шахты, затрат на оборудование, энергию, материалы и т. д. Повышение потерь сокращает сроки службы шахты, чем вызывается досрочное строительство другой шахты и ущерб от преждевременности вложения капитальных средств.

11. Надежность технологической схемы шахты ($K_{\text{над}}$), безусловно, является чрезвычайно важным свойством технологии шахты и выносить этот показатель в состав результирующих по проекту целесообразно. Общая продолжительность безаварийной непрерывной работы шахты в течение каждых суток определяет производительность предприятия.

В комплекс экономических показателей эффективности проекта следует включать:

1) производительность труда трудящегося $P_{\text{тр}}$, которая всегда остается важнейшим показателем эффективности любого производства, ценности любого проекта. Показатель производительности труда в проектах отражает затраты только живого труда на данном предприятии и не включает затрат овеществленного труда. С изменением соотношения стоимости живого и овеществленного труда на шахтах изменяется и роль показателя производительности труда среди других показателей в оценке эффективности проекта;

2) себестоимость 1 т рядового угля (C), которая является обобщающим показателем, непосредственно показывающим издержки предприятия на добычу 1 т угля.

Очевидно, что она должна служить одним из необходимых экономических показателей, характеризующих эффективность затрат как живого, так и овеществленного труда (через амортизацию);

3) сметную стоимость строительства шахты ($K_{\text{см}}$). Общий объем капитальных затрат, необходимых на строительство шахты, вы-

ражается в сметной стоимости производственного строительства шахты в целом, а также горных работ, зданий и сооружений, оборудования и монтажа. Нельзя решить вопрос о целесообразности строительства шахты, не соизмеряя показателя общих капитальных затрат на момент сдачи шахты в эксплуатацию и освоение проектной мощности с возможностями финансирования строительства;

4) удельные капитальные затраты ($K_{уд}$) для действующих шахт — фондоемкость ($\Phi_{уд}$). Соизмерение объема капитальных затрат и мощности шахты находит выражение в показателе удельных капитальных затрат, рассчитываемых на 1 т годовой мощности шахты. Этот показатель позволяет представить, какой ценой достигается создание единицы производственной мощности предприятия, что является весьма важной характеристикой эффективности данного строительства;

5) приведенные затраты (удельные) ($S_{пр}$), для действующих шахт — приведенные фонды ($\Phi_{прив}$). Включение этих показателей в перечень показателей для оценки технико-экономического качества проекта является совершенно естественным;

6) рентабельность шахты (R), выражается соотношением прибыли и производственных фондов предприятия. Особенностью этого показателя является отражение в нем качества получаемой продукции.

При обоснованных ценах на уголь показатель рентабельности становится весьма объективным обобщающим показателем, способным реагировать на широкий круг технических и экономических особенностей проекта шахты, что делает его включение в состав показателей качества проектов бесспорным;

7) оптовую цену, являющуюся показателем общественной потребности в угле, с одной стороны, и средних издержек производства, с другой. Вовлечение этого показателя в интегральную оценку эффективности проектов закономерно;

8) фондовооруженность труда рабочего по угледобыче ($\Phi_{тр}$). Характерной особенностью этого показателя следует считать то обстоятельство, что рост фондов сопоставляется с людскими ресурсами, используемыми на шахте. С одной стороны, рост фондовооруженности одного рабочего свидетельствует о повышении в технологии добычи участия машин и снижения участия людей. С другой стороны, механизация разработки не должна сопровождаться чрезмерным удорожанием овеществленного труда. Соотношение стоимости овеществленного и живого труда на шахте должно быть обоснованным. Следовательно, контролировать с помощью показателя фондовооруженности эту экономическую сторону производства нужно.

Помимо перечисленных технических и экономических показателей эффективности производства большую роль могут играть другие показатели, каждый из которых дает представление о каком-либо последствии реализации данного проекта шахты.

Анализируя вышеизложенные показатели эффективности проектов шахты, можно отметить их взаимодополняющий характер.

Ни один из перечисленных показателей не может быть использован при оценке технико-экономического качества проектов без других, так как каждому из них свойственно отражать лишь некоторую часть сторон производства (или одну сторону), технической и экономической сущности проекта. Как правило, каждый из показателей эффективности наряду с известными положительными свойствами (обобщенность, чувствительность, физическая осмысленность и др.) обладает существенными недостатками. Эти недостатки обычно разные. Поэтому комплекс показателей может позволить наиболее полно передать техническое и экономическое содержание проекта шахты, что пока не удается делать с помощью какого-либо одного показателя — критерия.

Х1.2. ИНТЕГРАЛЬНАЯ ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ И КАЧЕСТВА ПРОЕКТОВ ШАХТ

Очевидная важность задачи объективной оценки качества выполненных проектов, широкое внедрение в горное дело математических методов и, в частности, теории принятия решений создают реальные предпосылки для создания методики интегральной, оценки проектов с учетом всех важнейших технико-экономических показателей.

Экспертиза экономической и технологической частей проекта представляет собой трудную задачу, решение которой не всегда приводит к должной объективности и надежности выносимого заключения. Нужно выявлять конкретные пропорции между горно-геологическими, технологическими, экономическими обобщающими параметрами и характеристиками у выполненного проекта в сравнении с соотношениями у прогрессивных образцов шахт. Методика должна помогать вскрывать отступления от объективных соотношений и пропорций между связными физическими, техническими и экономическими показателями, отступления от принятых методических принципов расчета, от стоимостных и технологических норм. Без сопоставлений с передовыми отечественными и зарубежными предприятиями совершенно невозможно судить о действительной и длительной прогрессивности технических решений проекта и его экономического потенциала.

Технико-экономические показатели сравниваемых проектов отличаются противоречивостью. Было бы тривиальным делать выводы, когда все технико-экономические показатели проекта лучше (или хуже), чем у эталонного образца. В действительности такое положение бывает редко. В большинстве случаев выполненный проект по ряду показателей превосходит эталонный (базовый) проект, а по другим, наоборот, преимущество имеет эталонный проект (объект). В этих случаях экспертиза должна свести эти противоположные группы показателей сравнительных оценок к единому обоснованному заключению. Интуитивные решения и авторитетные мнения, к сожалению, не обязательно совпадают с объективными соотношениями экономических ценностей сравниваемых проектов. Важное и реальное количественное значение имеют разли-

чия в горно-геологических условиях. Пожелание производить сравнение с проектами шахт, имеющими аналогичные горно-геологические условия, как правило, в должной мере не представляется реально выполнимым, возможным. Полной аналогии просто нет. Поэтому на вопрос, в какой мере лучшие или худшие горно-геологические условия одного проекта повлияли или должны повлиять на улучшение или ухудшение технико-экономических показателей, экспертизе ответить очень сложно.

Задачу сравнительной интегральной оценки технико-экономического качества проекта шахты можно сформулировать следующим образом. Пусть проект шахты характеризуется комплексом показателей-критериев технико-экономического качества (см. XI.1)

$$\{I_i\} = (I_1, I_2, \dots, I_i, \dots, I_m).$$

Оценивается n проектов с аналогичным комплексом показателей — критериев эффективности $\{I_i\} = \{I_1, I_2, \dots, I_m\}$. Формируется прямоугольная матрица A из показателей проектов размером $m \times n$, (m — число учитываемых показателей и n — число оцениваемых проектов):

$$A = \{I_{ij}\} = \begin{pmatrix} I_{11}, & \boxed{I_{12}}, & \dots, & I_{1j}, & \dots, & I_{1n} \\ I_{21}, & I_{22}, & \dots, & \boxed{I_{2j}}, & \dots, & I_{2n} \\ \dots & \dots & \dots & \dots & \dots & \dots \\ I_{i1}, & I_{i2}, & \dots, & I_{ij}, & \dots, & \boxed{I_{in}} \\ \boxed{I_{m1}}, & I_{m2}, & \dots, & I_{mj}, & \dots, & I_{mn} \end{pmatrix} \quad (\text{XI.1})$$

где I_{ij} — значение показателя I_i у j -го проекта (например, если I_i — рентабельность шахты, то I_{i1} — величина рентабельности у первого технического проекта). Величины, взятые в рамки, являются максимальными или минимальными в той или иной строке.

Каждый вектор-столбец $\{I_j\}$ соответствует одному и тому же набору показателей проекта шахты. Для принятия решения по совокупной оценке эффективности проектов требуется вычислить для каждого из них значение некоторого функционала $K_{\text{инт } j} = f\{I_{ij}\}$ множества частных показателей, по уровню которых составляется убывающий или возрастающий ряд сравниваемых проектов:

$$K_{\text{инт } 1} \geq K_{\text{инт } 2} \geq \dots \geq K_{\text{инт } j} \geq \dots \geq K_{\text{инт } n}.$$

Основываясь на общей теории принятия сложных решений [1, 12, 13] и в особенности на методе многокритериальной оптимизации по норме вектора [7], в Московском горном институте д-р техн. наук А. С. Малкин и канд. техн. наук Е. Н. Тучков [27, 30] разработали метод интегральной оценки качества проектов шахт, названный ими методом суммарных среднеквадратичных весовых отклонений. Сущность метода сводится к следующим основным моментам. Исходными данными служат итоговые технико-экономические показатели выполненного проекта, одного-двух утвержденных и реализованных проектов, а также одной-двух действующих шахт.

Таким образом, вместе с выполненным проектом матрица технико-экономических показателей будет включать пять или четыре (без зарубежной шахты) столбца. К достоинству данного метода интегральной количественной оценки проектов шахт следует относить возможность включать в ряд сравниваемых проектов любое число объектов, независимо от некоторого различия в горно-геологических условиях. Главным условием должны быть высокая прогрессивность параметров шахты и экономичность показателей. В целях более полного и объективного анализа технико-экономические показатели матрицы A подразделяются на три комплекса: производственно-технические, экономические показатели и горно-геологические характеристики проекта шахты (табл. XI.1).

От объектов сравнения не требуется полной аналогии в горно-геологических условиях. Тем не менее для выявления истинных достоинств технологических решений и технико-экономических показателей следует брать сравнительно однородные предприятия (уголь близких марок, по мощности пластов — тонкие, средней мощности, по углу падения — пологие, отдельно наклонные, отдельно крутые, по проектной мощности — от 1,5 до 2,4 млн. т/год, от 2,4 до 4,5 млн. т/год, от 3 до 6 млн. т/год и т. д.). Далее составляется условный эталон — проект, имеющий самые высокие, прогрессивные и экономичные показатели. Вместе с тем условному эталону-проекту предпосылаются и самые благоприятные горно-геологические условия.

При обосновании эталона-проекта применяется следующая процедура. В каждой строке матрицы (табл. XI.1) находятся оптимальные (эталонные) значения, соответствующие $\min$ или $\max$ показателя. Эти эталонные значения, независимо от того, какому проекту они принадлежат, в комплексе составляют условный эталон-проект. В табл. (XI.1) эти значения обведены рамкой и вынесены в отдельную колонку. Естественно, что показатели, которые улучшаются с уменьшением величины (себестоимость, приведенные затраты, газоносность и др.), в эталоне-проекте представляются минимальными значениями из всех сравниваемых проектов, а показатели, имеющие оптимум-максимум (производительность труда, рентабельность, мощность пластов), наоборот — представляются в «эталоне-проекте» максимальными значениями. Если в качестве

Таблица XI.1

Наименование техничко-экономических показателей и горно-геологических характеристик	Значение показателей по проектам шахт				Эталон-объект	Коэффициент отно- сительной важности показателей эффек- тивности φ_i
	Выполнен- ный проект шахты № 1	Утвержден- ный проект шахты № 2	Реализован- ный проект шахты № 3	Действующая шахта № 4		
I. Комплекс горно-геологических характеристик $\{J_{ij}^{гг}\}$						
Зольность угля, %	J_{11}	J_{12}	J_{13}	J_{14}	J_{13}	6,5
Средневзвешенный угол падения α , градус	J_{21}	J_{22}	J_{23}	J_{24}	J_{22}	17,0
Газоносность угля X , $\text{м}^3/\text{т}$	J_{31}	J_{32}	J_{33}	J_{34}	J_{34}	15,0
Средневзвешенная мощность пластов m , м	J_{41}	J_{42}	J_{43}	J_{44}	J_{41}	18,5
Плотность угля γ , $\text{т}/\text{м}^3$	J_{51}	J_{52}	J_{53}	J_{54}	J_{53}	10,0
Глубина разработки H , м	J_{61}	J_{62}	J_{63}	J_{64}	J_{62}	12,0
Промышленные запасы шахтного поля $Z_{\text{пр}}$, млн. т	J_{71}	J_{72}	J_{73}	J_{74}	J_{74}	12,0
II. Комплекс производственно-технических показателей $\{J_{ij}^{\text{пт}}\}$						
Проектная мощность $A_{\text{г. ш}}$, млн. т/год	J_{11}	J_{12}	J_{13}	J_{14}	J_{13}	18,8
Нагрузка на очистной забой $A_{\text{о. з.}}$, т/сут	J_{21}	J_{22}	J_{23}	J_{24}	J_{21}	17,6
Объем горных вырабо- ток на 1000 т годовой проектной мощности $V_{\text{г. в.}}$, м^3	J_{31}	J_{32}	J_{33}	J_{34}	J_{34}	14,4
Срок строительства шахты $\tau_{\text{с}}$, мес	J_{41}	J_{42}	J_{43}	J_{44}	J_{43}	14,1
Энерговооруженность рабочего Э, кВт·ч/чел	J_{51}	J_{52}	J_{53}	J_{54}	J_{51}	12,3
Протяженность гор- ных выработок на 1000 т годовой проектной мощ- ности, м	J_{61}	J_{62}	J_{63}	J_{64}	J_{61}	11,6
Срок службы шахты $T_{\text{ел}}$, лет	J_{71}	J_{72}	J_{73}	J_{74}	J_{72}	10,9

Наименование техничко-экономических показателей и горно-геологических характеристик	Значение показателей по проектам шахт				Эталон-объект	Коэффициент отно- сительной важности показателей эффек- тивности φ_i
	Выполнен- ный проект шахты № 1	Утвержден- ный проект шахты № 2	Реализован- ный проект шахты № 3	Действующая шахта № 4		

III. Комплекс экономических показателей $\{J_{ij}^{\text{ЭК}}\}$

Производительность труда рабочего по добыче P , т/мес	J_{11}	J_{12}	J_{13}	J_{14}	J_{11}	18,4
Рентабельность шахты R , %	J_{21}	J_{22}	J_{23}	J_{24}	J_{21}	19,4
Приведенные затраты $S_{\text{пр}}$, руб/т	J_{31}	J_{32}	J_{33}	J_{34}	J_{33}	16,1
Себестоимость угля C , руб/т	J_{41}	J_{42}	J_{43}	J_{44}	J_{41}	15,4
Удельные капиталь- ные затраты $K_{\text{уд}}$, руб/т	J_{51}	J_{52}	J_{53}	J_{54}	J_{53}	14,5
Сметная стоимость строительства $K_{\text{см}}$, млн. руб.	J_{61}	J_{62}	J_{63}	J_{64}	J_{64}	12,9
Оптовая цена угля $C_{\text{опт}}$, руб/т	J_{71}	J_{72}	J_{73}	J_{74}	J_{72}	11,6

объектов сопоставления выполненного проекта избираются наиболее прогрессивные из известных в стране и за рубежом, то условный эталон-проект носит не только относительный, но и абсолютный характер, т. е. это в данное время лучший во всех отношениях проект. В случае создания проекта с более высоким уровнем технико-экономических показателей эффективности эти значения присваиваются эталону-проекту и сопоставление производится уже по новому эталону. В этом случае эталон-проект всегда будет прогрессивным и динамичным.

В связи с тем, что горно-геологические характеристики и технико-экономические показатели шахт разнородны и отличаются размерностью, предусматривается приведение показателей к безразмерной, относительной форме. Приведение разнородных показателей к единой безразмерной форме осуществляется с помощью

величины относительного отклонения, определяемого по формуле [27, 30]:

$$\delta_{ij} = \frac{|I_i^{\text{эТ}} - I_{ij}^{\Phi}|}{I_i^{\text{max}} + I_i^{\text{min}}}, \quad (\text{XI.2})$$

где $I_i^{\text{эТ}}$ и I_{ij}^{Φ} — соответственно эталонные и фактические; I_i^{max} и I_i^{min} — максимальные и минимальные значения показателей эффективности проектов шахт.

Полученные безразмерные эквиваленты натуральных показателей можно в этом случае складывать, умножать, делить. Это позволяет в результате произвести последовательное суммирование всех отдельных разрозненных показателей и выразить в количественной форме величину интегрального показателя. После вычислений по формуле (XI.2) относительных отклонений математическая модель натуральных значений показателей заменяется матричной моделью относительных отклонений.

$$\{\delta_{ij}\} = \begin{pmatrix} \delta_{11}, & \delta_{12}, & \dots, & \delta_{1j}, & \dots, & \delta_{1n} \\ \delta_{21}, & \delta_{22}, & \dots, & \delta_{2j}, & \dots, & \delta_{2n} \\ \dots & \dots & \dots & \dots & \dots & \dots \\ \delta_{i1}, & \delta_{i2}, & \dots, & \delta_{ij}, & \dots, & \delta_{in} \\ \dots & \dots & \dots & \dots & \dots & \dots \\ \delta_{m1}, & \delta_{m2}, & \dots, & \delta_{mj}, & \dots, & \delta_{mn} \end{pmatrix}. \quad (\text{XI.3})$$

Для решения практических задач в области интегральной оценки проектов необходимо правильно выбрать вид суммирующей функции $K_{\text{инт } j}$. Выбор этой функции, позволяющей свести относительные отклонения у любого из проектов к единому многомерному функционалу — интегральному показателю $K_{\text{инт}}$, предопределяется законом распределения относительных отклонений по строкам и столбцам матрицы XI.3. Нормальный закон распределения величин относительных отклонений в матрице XI.3 позволяет принять в качестве суммирующей функции квадратичную среднеарифметическую функцию

$$K_{\text{инт } j} = f\{\delta_{ij}\} = \sqrt{\sum_{i=1}^m (\delta_{ij})^2} \rightarrow \min. \quad (\text{XI.4})$$

$$(i = 1, 2, \dots, m;$$

$$j = 1, 2, \dots, n).$$

Следовательно, интегральный показатель технико-экономической эффективности проекта шахты представляет собой суммарную величину среднеквадратичных относительных отклонений по

всем важным дифференцированным технико-экономическим показателям от их эталонных значений. Чем меньше это суммарное отклонение, тем в меньшей степени реальный проект уступает условному эталонному варианту, т. е. тем эффективнее данный проект. Интегральный показатель эффективности любого из сравниваемых проектов в этом случае будет отражать его степень ухудшения, удаления от несуществующего, но наилучшего варианта проекта. Как следует из формул XI.2 и XI.4, наличие среди технико-экономических показателей групп-критериев, эталонное значение которых стремится к минимальной и максимальной величине $I_i^{\text{ЭТ}} \rightarrow \min$, $I_{i+1}^{\text{ЭТ}} \rightarrow \max$, уже не делает неопределенным оптимальное значение интегрального показателя, в отличие от моделей (VI.58), (VI.59).

В этих условиях увеличение $k_i = \delta_i = \frac{I_i^{\text{ЭТ}} - I_{ij}^{\Phi}}{I_i^{\max} + I_i^{\min}}$ показывает

ухудшение качества как для первой группы критериев ($I_i^{\text{ЭТ}} \rightarrow \min$), так и для второй группы критериев ($I_{i+1}^{\text{ЭТ}} \rightarrow \max$). Следует помнить, однако, что относительное отклонение фактических значений показателей у проектов от эталонных по группе критериев с оптимумом, стремящимся к $\min$, имеет отрицательный знак, а по группе критериев с оптимумом-максимумом — положительный. В связи с этим в формуле (XI.2) в числителе стоит обозначение модуля величины отклонения.

Объективность интегральной оценки связана с учетом неодинаковой народнохозяйственной важности и актуальности отдельных технико-экономических показателей. В представленном виде интегральный показатель не в полной мере отражает важность, народнохозяйственную актуальность отдельных показателей эффективности. Относительное отклонение от эталона по сроку строительства у одного проекта имеет по существу то же значение, то же вес, что и равное по величине отклонение по мощности шахты у другого проекта, а отклонение по сметной стоимости может компенсировать равное по величине отклонение по себестоимости и т. д. Без учета неодинаковой важности частных показателей эффективности, а это значит и относительных отклонений по ним, нельзя правильно решить чрезвычайно ответственную задачу выделения наиболее эффективного проекта среди ему подобных.

Степень важности частных показателей технико-экономических показателей приходится обосновывать всякий раз при обычных методах сопоставления и экспертизы проектов. Однако до настоящего времени нет обоснованного единого мнения (и тем более численного выражения этого мнения): какой показатель имеет первостепенное значение, насколько менее важен другой и т. д. Возможно, в этом и не может быть единых универсальных для всех случаев рекомендаций. В одних районах строительства шахты, где имеется дефицит рабочей силы, важнее всего добиться максимально возможной производительности труда, в других районах важнее добиться сокращения срока строительства и наибольшей

мощности шахты (трудности с обеспечением потребностей в угле) и т. д.

Кроме того, при установлении приоритета (важности) одних показателей относительно других лицо, принимающее решение, использует помимо связанных с этим решением нормативных данных какую-то базисную информацию. Эта информация представляет собой сложный комплекс хранящихся в памяти сведений, накопленного опыта, оценок и т. д., поступавших к эксперту по различным каналам, т. е., полученная информация и установление важности показателей носят интуитивный характер. Для количественной оценки степени важности показателей может быть применен ряд методов, и в частности, метод экспертных оценок. Анкета, составленная для исследования относительной степени важности показателей эффективности проектов, предназначалась для четырех групп экспертов (технологов-производственников, технологов-проектировщиков, экономистов-проектировщиков и научных работников). К экспертному опросу было привлечено 90 специалистов горного дела, работающих в проектных, научно-исследовательских, учебных институтах, на шахтах и в объединениях. Оценка важности показателей каждым из экспертов производилась по двадцати-балльной шкале.

В результате обработки анкетной информации определяется степень важности (функция полезности) основных технико-экономических показателей, а также определяется степень согласованности мнений всех экспертов и их отдельных групп. Кроме того, выявляется вид распределения оцениваемых показателей. Так были получены надежные значения функций полезности для всех технико-экономических показателей φ_i (см. табл. XI.1, последнюю графу).

Учет неодинаковой степени народнохозяйственной важности показателей при вычислении интегрального показателя качества проектов наиболее удобен в форме удельных коэффициентов важности. Удельные коэффициенты важности вычисляются из полученных экспертным путем функций полезности по формуле:

$$\varphi_{i \text{ уд}} = \frac{\varphi_i}{\varphi_{\text{ср}}} = \frac{\varphi_i}{\frac{\sum_{i=1}^m \varphi_i}{m}} = \frac{m\varphi_i}{\sum_{i=1}^m \varphi_i}. \quad (\text{XI.5})$$

Этим самым устраняется зависимость уровня коэффициентов важности от диапазона балльной оценки от 0 до 4; от 0 до 20 и т. д. Формула для вычисления интегральных показателей качества проектов:

$$K_{\text{инт } j} = \sqrt{\sum_{i=1}^m \left(\delta_{ij} \frac{\varphi_i}{\varphi_{\text{ср}}} \right)^2} = \frac{1}{\varphi_{\text{ср}}} \sqrt{\sum_{i=1}^m (\delta_{ij} \varphi_i)^2};$$

$$K_{\text{инт } j} = \frac{m}{\sum_{i=1}^m \varphi_i} \sqrt{\sum_{i=1}^m (\delta_{ij} \varphi_i)^2}, \quad (\text{XI.6})$$

где φ_i — функция полезности конкретного i -го показателя эффективности проекта или важности горно-геологической характеристики;

$\varphi_{\text{ср}} = \frac{\sum_{i=1}^m \varphi_i}{m}$ — среднее значение функции полезности по всем показателям (характеристикам) эффективности проекта или технологичности горно-геологических условий; m — число дифференцированных показателей эффективности проекта или технологичности горно-геологических условий, принятых для всесторонней оценки; $\frac{\varphi_i}{\varphi_{\text{ср}}}$ — относительный вес функции полезности i -го показателя по сравнению со средней полезностью m показателей, принятых для всесторонней оценки.

Этим самым возможные отклонения проекта по показателям от условно-эталонного получают взаимно отличный вес и народнохозяйственную важность. Естественно, что определение коэффициентов сравнительной народнохозяйственной важности φ_i (оценок полезности) производится один раз. Полученные значения могут затем длительно использоваться.

Сформулированные математические приемы интегральной оценки качества проектов легко переводятся на алгоритмический язык, в результате чего задача реализуется на ЭВМ.

Интегральный показатель определяется отдельно по каждому комплексу производственно-технических и экономических показателей: $K_{\text{инт } j}^{\text{пт}}$ и $K_{\text{инт } j}^{\text{эк}}$.

Кроме того, важно определить обобщающий интегральный показатель сравнительной благонадежности, т. е. технологичности горно-геологических условий шахт по совокупности наиболее общих характеристик. Таким образом, окончательное совокупное решение выносится как синтез решений по частным техническим и экономическим показателям с учетом совокупной количественной характеристики горно-геологических условий. Необходимо отметить, что при таком состоянии оценки наблюдается несколько аспектов рассмотрения одного и того же проекта, т. е., появляется возможность более тщательно анализировать оцениваемый проект шахты.

XI.3. АЛГОРИТМ СРАВНИТЕЛЬНОЙ ИНТЕГРАЛЬНОЙ ОЦЕНКИ ТЕХНОЛОГИЧНОСТИ ГОРНО- ГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЙ ПРОЕКТОВ ШАХТ

Интегральная оценка эффективности (качества) проекта шахты может производиться в двух постановках. Первая из них заключается в выявлении уровня эффективности проектов шахт с технологической и экономической стороны как следствия прогрессивно-

сти проектной работы. В этом случае выполненный проект должен сравниваться с проектами шахт, разрабатывающих месторождения с аналогичными горно-геологическими условиями.

Так как полной аналогии горно-геологических условий на сравниваемых шахтах не бывает, то условия технико-экономической сопоставимости различных шахт в такой постановке, как правило, не выдерживаются. Результаты сравнения не носят объективного характера, хотя и приобретают известную убеждающую силу. При существующих методах сравнения добиться благоприятного представления проектов удастся путем умелого подбора эталона (аналога) для сравнения, приведения эталонного объекта в сопоставимый вид. Ясно, что всякое приведение горно-геологических условий шахт к сопоставимому виду не может не привести к дополнительным условностям, отрицательное влияние которых сведет к нулю преимущества сопоставимости.

Более общей постановкой данной задачи является интегральная оценка с народнохозяйственной точки зрения как уровня проектной работы, прогрессивности и экономичности решений, так и условий, в которых проектируется шахта. Действительно, с народнохозяйственной точки зрения значение имеет не только, каким уровнем прогрессивности и экономичности отличаются проектные решения в условиях конкретного месторождения, но главным образом, насколько эффективна в целом шахта, включая и те реальные условия, на которых она проектируется. Эта постановка не требует какого-либо установленного приведения сравниваемых объектов, расширяет выбор вариантов шахт для сопоставления. Естественно, что надежность подобной оценки несоизмеримо возрастает, так как новый проект может сопоставляться в этом случае с целым рядом передовых проектов и действующих шахт. Изложенный выше метод интегральной оценки качества и эффективности проектов не требует полной аналогии горно-геологических условий у сравниваемых проектов. Вместе с тем следует сравнивать выполненный проект с относительно однородными условиями (пласты малой мощности, средней мощности, мощные, пласты пологие, наклонные, крутые, глубина разработок до 500 м, 500—900, 700—1200 и т. д.).

В любом случае интегральная оценка технологичности горно-геологических условий служит базой для дальнейшего выявления качества и эффективности выполненного проекта.

Алгоритм интегральной оценки технологичности горно-геологических условий для разработки месторождений исходит из того, что требуется вынести оценку технологичности условий проекта j -й шахты в сравнении с другими из n проектов. Алгоритм действий (рис. XI.1) сводится к следующему.

1. Формируется таблица XI.2 значений $I_{ij}^{гг}$ для горно-геологических характеристик у n сравниваемых проектов:

$$A_{ij}^{гг} = \{I_{ij}^{гг}\} \quad \begin{matrix} i = 1, 2, \dots, m; \\ j = 1, 2, \dots, n. \end{matrix}$$

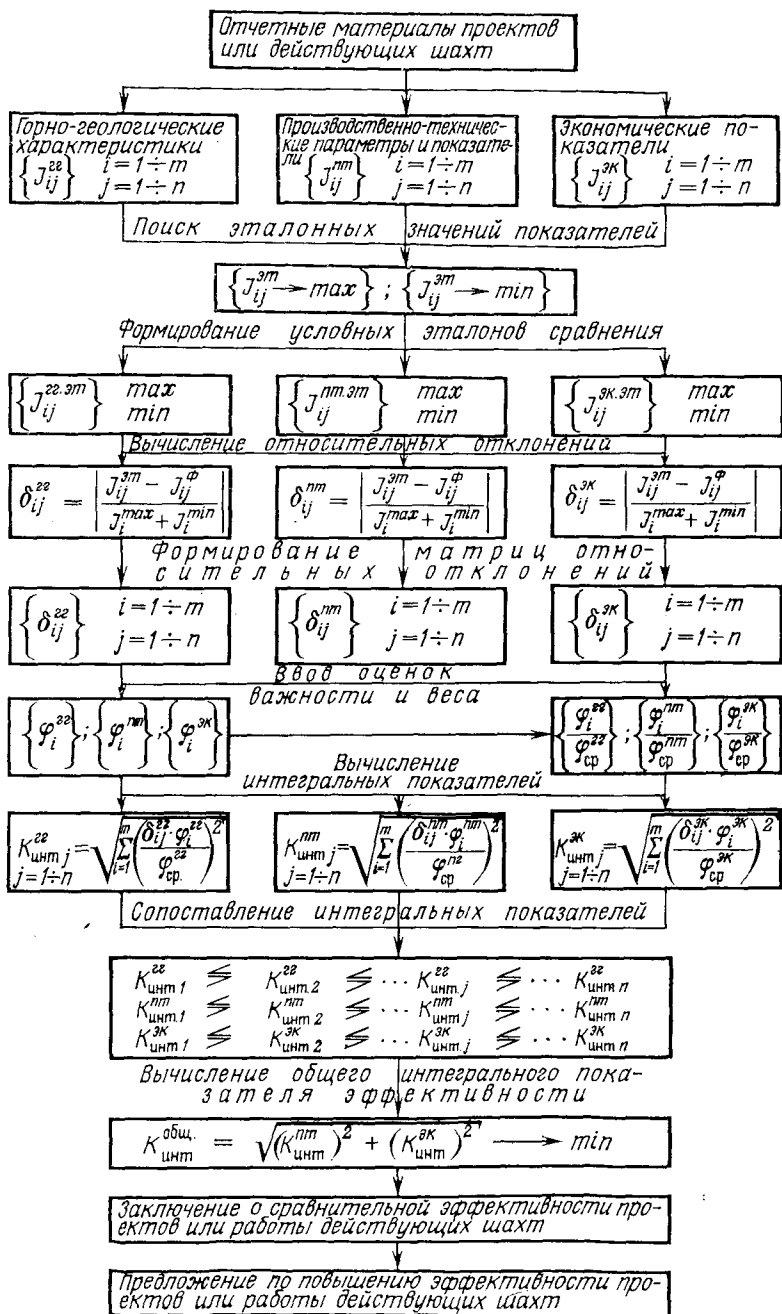


Рис. XI.1. Блок-схема алгоритма интегральной оценки эффективности проектов или работы действующих шахт

Матрица включает в себя все наиболее общие горно-геологические характеристики, измеряемые числом.

Перечень горно-геологических характеристик может быть сокращен или расширен.

Т а б л и ц а X1.2

Наименование горно-геологических характеристик $\{J_{ij}^{\Gamma\Gamma}\}, i=1, 2, \dots, m$	Символическое обозначение J_i	Коэффициент важности Φ_i	Значения характеристик проектов		
			№ 1	№ j	№ n
Средневзвешенная мощность угольных пластов, м	J_1	18,5	J_{11}	J_{1j}	J_{1n}
Плотность угля, т/м ³	J_2	10	J_{21}	J_{2j}	J_{2n}
Объем промышленных запасов, млн. т	J_3	12	J_{31}	J_{3j}	J_{3n}
Число разрабатываемых пластов	J_4	8	J_{41}	J_{4j}	J_{4n}
Теплотворная способность, ккал/кг	J_5	6,5	J_{51}	J_{5j}	J_{5n}
Средневзвешенный угол падения пластов, градус	J_6	17	J_{61}	J_{6j}	J_{6n}
Средневзвешенная глубина разработки, м	J_7	12	J_{71}	J_{7j}	J_{7n}
Газоносность пластов (газообильность шахты), м ³ /т	J_8	15	J_{81}	J_{8j}	J_{8n}
Нарушенность запасов угля, нарушений/км ²	J_9	7,5	J_{91}	J_{9j}	J_{9n}
Водообильность месторождения, м ³ /т	J_{10}	5,5	J_{101}	J_{10j}	J_{10n}
Средневзвешенная зольность угля, %	J_{11}	6,5	J_{111}	J_{121}	J_{11n}

2. Устанавливаются эталонные значения горно-геологических характеристик $I_i^{\Gamma\Gamma}$ и значения коэффициента важности $\Phi_i^{\Gamma\Gamma}$. В каждой строке матрицы, по каждой из характеристик выделяется лучшее значение, независимо от того, какой шахте (проекту) оно принадлежит. Для характеристик с оптимумом-максимумом $I_{ij} \rightarrow \max$ это значение — наибольшее; для характеристик, стремящихся при улучшении к минимуму ($I_{ij} \rightarrow \min$), наилучшее значение — наименьшее.

Вопрос о лучшем значении горно-геологических характеристик не прост и противоречив. Однако решить его можно, используя известные корреляционные модели, а также опыт работы шахт, аналитические экономико-математические исследования.

Влияние мощности пластов (в широких диапазонах изменения) на обобщающие экономические показатели выражается зависимостями чаще нелинейного вида. В узких интервалах изменения мощности это влияние может быть сведено и к линейной форме

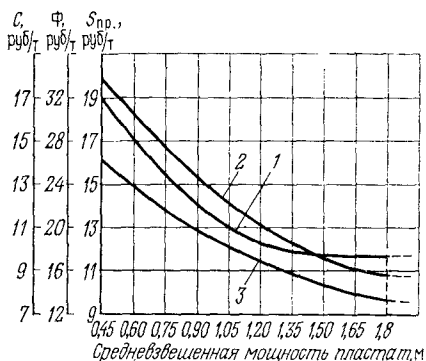


Рис. XI.2. Зависимость основных экономических показателей шахт от мощности пласта:

1 — для себестоимости $C = f(m)$; 2 — для приведенных затрат $S_{пр} = f(m)$; 3 — для удельных фондов $\Phi = f(m)$

(рис. XI.2). Особенно заметно к линейному виду приближается зависимость фондоемкости, фондоотдачи [2]. Таким образом, если сравниваются горно-геологические условия шахт по мощности пластов, отличающейся в диапазоне классификационных групп — весьма тонкие и тонкие, средней мощности, мощные, — можно пользоваться линейной формой вычисления относительных отклонений (формула XI.2) и на их базе — линейной формой зависимости интегрального показателя технологичности горно-геологических условий от относительных отклонений.

Сравнительная важность, роль мощности пластов среди

других горно-геологических характеристик в определении эффективности значительна. В различном диапазоне мощность пластов играет в формировании уровня технико-экономических показателей неодинаковую роль даже при прочих равных условиях (угол падения, размеры шахтного поля, нарушенность запасов, глубина разработки, газоносность пластов и т. д.). Вместе с тем в любых условиях влияние мощности пластов всегда велико [2, 3] (см. рис. XI.2). Для условий шахт Донбасса рост мощности пласта (при сохранении прочих характеристик на среднем уровне) на 1 % приводит к снижению себестоимости на 0,43 %, а фондоемкости на 0,25 %.

Экспертный опрос показал, что при сравнительной 20-ти балльной оценке влияние на технологичность разработки горно-геологических характеристик, мощность пластов получило оценку важности $\varphi_m = 18,5$, т. е. максимальную. Коэффициент важности φ_m заносится в отдельную 2-ю графу табл. XI.2, в первую строку (не считая графу и строку наименований).

С увеличением мощности угольных пластов общая технологичность условий разработки возрастает, т. е. данная характеристика

относится к аргументам интегральной оценки, имеющим — оптимум-максимум ($I_1 \rightarrow \max$).

На рис. XI.3 представлены зависимости основных экономических показателей от угла падения пластов [3].

Характерны две или три области, в которых направленность такого влияния неодинакова. Примерно до 15° угол падения оказывает незаметное влияние на себестоимость, приведенные затраты и фондоемкость, несколько ухудшая эти показатели. В диапазоне от 15° (18°) до 45° показатели с увеличением угла падения сначала ухудшаются, затем при увеличении угла от 45° до 90° — улучшаются. Требуется меньшей длины вскрывающие угольные пласты выработки на крутом падении, меньшая стоимость средств механизации очистных работ, транспорта, водоотлива и др.

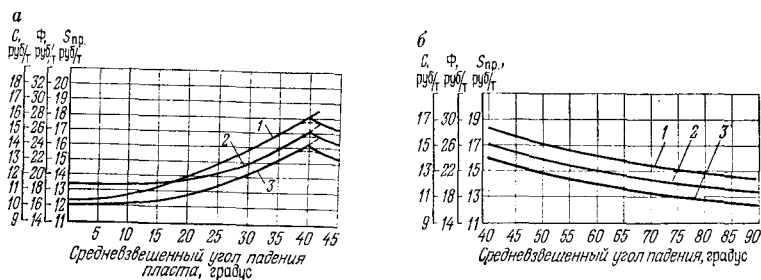


Рис. XI.3. Зависимость основных экономических показателей шахт от угла падения угольных пластов:

1 — для себестоимости $C = f(\alpha)$; 2 — для приведенных затрат $S_{пр} = f(\alpha)$; 3 — для удельных фондов $\Phi = f(\alpha)$

При сравнительной оценке условий разных шахт следует стремиться к тому, чтобы у сравниваемых шахт углы падения пластов попадали в одинаковый диапазон: $0-40^\circ$ и $45-90^\circ$. В первом диапазоне аргумент (т. е. угол падения) имеет оптимум-минимум, а во втором — оптимум-максимум. Сила влияния угла падения на экономические показатели весьма значительна. Так, в условиях Донбасса изменение угла падения пласта на 10° в диапазоне $20-45^\circ$ изменяет фондоемкость на 10—12 %.

Экспертным методом установлена сравнительная оценка важности угла падения — $\Phi_\alpha = 17$ баллов. В табл. XI.2 во второй строке в графе коэффициентов важности следует записать $\Phi_\alpha = 17$ баллов.

Теоретические исследования и практика работы шахт показывают, что общая технологичность горно-геологических условий разработки с глубиной снижается. Наиболее точно влияние глубины разработки на основные технико-экономические показатели по шахте отражают нелинейные функции с повышенной скоростью ухудшения показателей с увеличением глубины разработки более 700 м.

Однако в интервалах сравнимости для интегральной оценки технологичности горно-геологических условий шахт можно принять линейную зависимость экономических показателей от глубины разработки (рис. XI.4) [3, 2]. Прямое влияние глубины разработки на экономические показатели шахты оказывается менее сильным, чем вышеперечисленные характеристики. Увеличение глубины разработки на 100 м в среднем по шахтам Донбасса ведет к увеличению себестоимости на 0,09 % и фондоемкости на 1,2—2,0 руб/т [17]. Косвенное же влияние учесть весьма сложно, хотя оно и значительно.

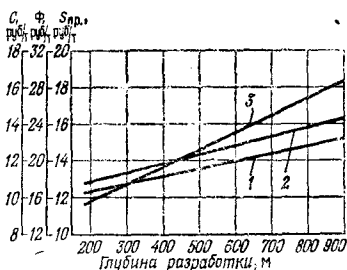


Рис. XI.4. Зависимость основных экономических показателей шахт от глубины разработки:

1 — для себестоимости $C = f(H)$; 2 — для приведенных затрат $S_{пр} = f(H)$; 3 — для удельных фондов $\Phi = f(H)$

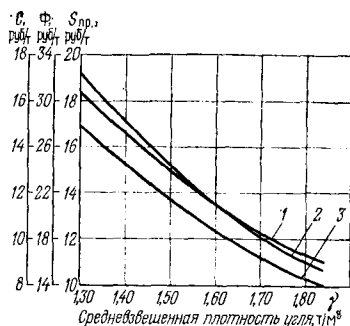


Рис. XI.5. Влияние плотности угля на основные экономические показатели шахт:

1 — для себестоимости $C = f(\gamma)$; 2 — для приведенных затрат $S_{пр} = f(\gamma)$; 3 — для удельных фондов — $\Phi = f(\gamma)$

Лучшее значение глубины — меньшее (оптимум-минимум). Оценка важности глубины разработки $\varphi_H = 12$ баллов, что записывается в третьей графе табл. XI.2.

Статистически общее влияние плотности угля на экономические показатели (себестоимость, фондоемкость, приведенные затраты) сводится к линейной или слабогиперболизированной кривой, (рис. XI.5). Рост плотности угля в статистической совокупности шахт Донбасса на 1 % влечет за собой снижение себестоимости на 1,45 %, а фондоемкости на 1,5 %. Экспертная оценка важности этой характеристики с общешахтной точки зрения $\varphi_\gamma = 10$.

Характеристика относится к показателю с оптимумом-максимумом, т. е., чем больше плотность угля, тем выше общая технологичность разработки угольных запасов.

Общая направленность и сила влияния газоносности угольных пластов на газообильность шахты и через нее на технико-экономические показатели проектов, а затем и действующих шахт общеизвестны. В широком диапазоне изменения газоносности это влияние неодинаково, нелинейно, хотя направленность постоянна: с увеличением газоносности технологичность условий разработки снижается, технико-экономические показатели ухудшаются. На

рис. XI.6 приведена зависимость основных экономических показателей шахты от газообильности пласта. Более заметное влияние газообильность оказывает в диапазоне изменения 0—20 м³/т добычи и 30—60 м³/т добычи. В диапазоне 20—30 (40 м³/т это влияние менее значительно. Зависимость в этих диапазонах можно свести к линейной с оптимумом-минимумом. Общую важность характеристики «газоносность» (газообильность шахты) угольных пластов следует оценивать высоко. Экспертный опрос установил оценку важности газоносности $\phi_x = 15$.

При установлении направленности и важности влияния на качество и эффективность проекта шахты ее промышленных запасов следует прежде всего подчеркнуть зависимость от запасов мощности шахты. Типичная зависимость оптимальной мощности шахты от объема промышленных запасов [52] показана на рис. XI.7. Так как, с одной стороны, величина оптимальной мощности с увеличением запасов растет, а с другой, себестоимость, приведенные за-

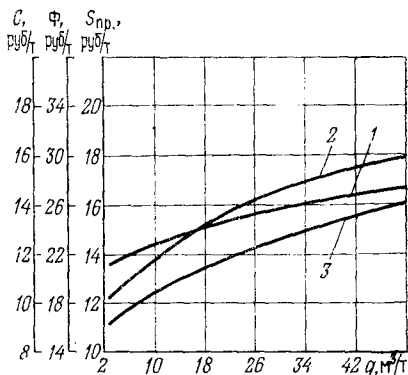


Рис. XI.6. Влияние газообильности угольных пластов на основные экономические показатели шахт:

1 — для себестоимости $C = f(q_{CH_4})$; 2 — для приведенных затрат $S_{пр} = f(q_{CH_4})$; 3 — для удельных фондов $\Phi = f(q_{CH_4})$

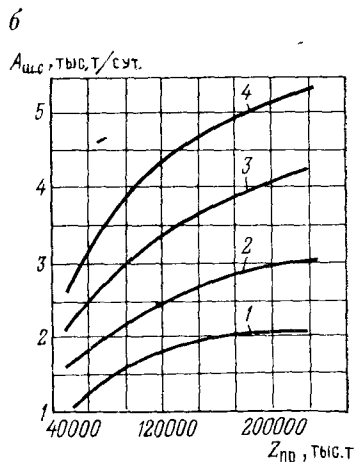
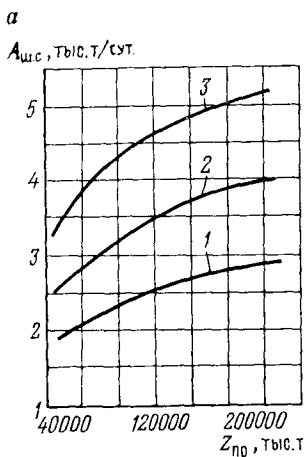


Рис. XI.7. Влияние объема запасов угля в шахтном поле на величину оптимальной мощности шахты при различной нагрузке на очистной забой для шахт:

а — Донбасса; б — Кузбасса: 1 — $A_{о.з} = 5$ тыс. т/мес; 2 — $A_{о.з} = 10$ тыс. т/мес; 3 — $A_{о.з} = 15$ тыс. т/мес; 4 — $A_{о.з} = 20$ тыс. т/мес

траты, фондоемкость с увеличением мощности шахты, снижаются (см. рис. V.2; V.3; VIII.1; VIII.2), можно говорить о прямом влиянии запасов на технико-экономические показатели по шахте. Очевидно, чем больше промышленные запасы, тем выше технологичность разработки данного месторождения или его части. Зависимость — линейная с «оптимумом-максимумом».

Технологическая и народнохозяйственная ценность объекта, имеющего большие запасы, выше. Сравнительная важность φ_z указанной характеристики в формировании технологичности разработки месторождения может быть оценена в 12 баллов, $\varphi_z = 12$.

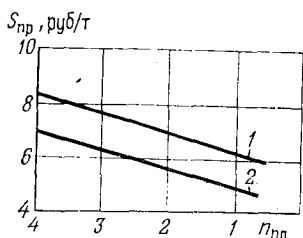


Рис. XI.8. Влияние числа рабочих пластов на уровень приведенных затрат:

1, 2 — соответственно первый и второй вариант технологической схемы шахты

Выше было показано, что на технологичность разработки запасов существенно влияет число угольных пластов рабочей мощности. Имеется ряд исследований, которыми установлена линейная зависимость приведенных затрат от числа рабочих пластов (рис. XI.8). Этот показатель имеет оптимум-максимум. Экспертная оценка важности данной характеристики $\varphi_{n пл} = 8$ баллов.

При внедрении механизированных комплексов в очистных забоях, конвейерного транспорта по горным выработкам особую важность приобретает нарушенность угольных пластов. К сожалению, до настоящего времени не установлено, в каких единицах измерять нарушенность запасов, и не заведено включать эту характеристику в перечень итоговых по проекту. Чаще измеряется нарушенность запасов в количестве нарушений на 1 км² площади запасов. В общем случае экономические показатели линейно зависят от степени нарушенности запасов; чем больше встречается нарушений, тем значительно ухудшаются технико-экономические показатели, т. е. характеристика горно-геологических условий — «нарушенность запасов» имеет оптимум-минимум. Экспертный опрос специалистов технологов и экономистов показал, что сравнительную важность «нарушенности запасов» в определении технологичности условий можно выразить 7,5 балла; $\varphi_{нар} = 7,5$ балла.

Заметное влияние на технологичность разработки запасов угля оказывает водообильность. Влияние этой характеристики на экономические показатели выражается линейной формой. Чем меньше водообильность, тем лучше показатели, т. е. водообильность относится к показателям с «оптимум-минимумом». Важность этой характеристики оценена специалистами: $\varphi_w = 5,5$ балла. При значительной водообильности важность этой характеристики возрастает.

Технологичность месторождения снижается с увеличением внутренней или внешней зольности и снижением теплотворной способности угля, т. е. эти характеристики имеют «оптимум-минимум» и «оптимум-максимум». Важность в определении общей технологичности месторождения той или другой характеристики примерно одинакова и составляет: $\varphi_{Ac} = 6,5$.

Определение направленности влияния отдельных характеристик на итоговую технологичность горно-геологических условий облегчает поиск *наилучших* значений по каждой характеристике из значений, принадлежащих сравниваемым проектам. В табл. XI.2 они для удобства обведены рамкой.

$$\{I_{ij}^{гг, \text{эт}} \rightarrow \{ \max \}; \quad \{I_{ij}^{гг, \text{эт}} \rightarrow \{ \min \}$$

3. Формируется условный эталон сравнения. Из наилучших значений характеристик составляется эталонный условный вариант горно-геологических условий для сравнения с ним реальных условий каждого проекта (см. табл. XI.2):

$$\{I_{ij}^{гг, \text{эт}}\} = \{I_{11}, I_{2n}, I_{3n}, I_{4j}, I_{5j}, I_{6j}, I_{71}, I_{81}, I_{91}, I_{10j}, I_{11n}\}.$$

4. Вычисляются относительные отклонения для любой горно-геологической характеристики, т. е. по каждой строке матрицы, по одной и той же формуле:

$$\delta_{ij}^{гг} = \frac{|I_i^{\text{эт}} - I_{ij}^{\Phi}|}{I_i^{\max} + I_i^{\min}}; \quad j = 1, 2, \dots, n.$$

Характерно, что величина относительных отклонений всегда меньше единицы. При вычислении относительных отклонений для некоторого j -го проекта может оказаться, что

$$I_i^{\text{эт}} = I_i^{\max}, \text{ или } I_i^{\text{эт}} = I_{ij}^{\Phi}, \text{ или } I_i^{\text{эт}} = I_i^{\min}, \text{ или}$$

$$I_i^{\max} = I_{ij}^{\Phi} = I_i^{\text{эт}} \text{ или } I_i^{\min} = I_{ij}^{\Phi} = I_i^{\text{эт}}.$$

В тех случаях, когда

$$I_i^{\text{эт}} = I_{ij}^{\Phi} \text{ или } I_i^{\max} = I_i^{\text{эт}} = I_{ij}^{\Phi} \text{ или } I_i^{\min} = I_i^{\text{эт}} = I_{ij}^{\Phi},$$

модуль относительных отклонений равен 0. Другими словами:

$$0 \leq |\delta_{ij}^{гг}| < 1.$$

Как в случаях характеристик с «оптимумом-минимумом», так и в случаях характеристик с «оптимумом-максимумом», относительные отклонения для всех проектов зависят лишь от числителя в одинаковой мере, т. е. алгебраический вес отклонений одинаков и в тех и в других случаях.

5. Формируются матрицы относительных отклонений.

Результаты вычислений относительных отклонений заносятся в табл. XI.3. по форме аналогичную таблице значений горно-геологических характеристик (табл. XI.2).

В последний столбец табл. XI.3 вводятся значения коэффициентов важности φ_i^{rr} , полученные экспертным методом.

6. Вводятся оценки важности φ_i^{rr} и веса φ_{cp}^{rr} .

Из данных последнего столбца табл. XI.3 вычисляется среднее значение важности горно-геологических характеристик с точки зрения влияния на технологичность разработки и технико-экономические показатели по шахте:

$$\varphi_{cp}^{rr} = \frac{\sum_{i=1}^m \varphi_i^{rr}}{m} = \frac{18,5 + 10 + 12 + 8 + 6,5 + 17 + 12 + 15 + 7,5 + 5,5 + 6,5}{11} = 11,$$

Т а б л и ц а XI.3

Характеристики горно-геологи- ческих условий	Относительные отклонения значений характеристик δ_{ij}^{rr} для проектов			Коэффициент важности φ_i^{rr}
	№ 1	№ j	№ n	
J_1	δ_{11}	δ_{1j}	δ_{1n}	18,5
J_2	δ_{21}	δ_{2j}	δ_{2n}	10,0
J_3	δ_{31}	δ_{3j}	δ_{3n}	12,0
J_4	δ_{41}	δ_{4j}	δ_{4n}	8,0
J_5	δ_{51}	δ_{5j}	δ_{5n}	6,5
J_6	δ_{61}	δ_{6j}	δ_{6n}	17,0
J_7	δ_{71}	δ_{7j}	δ_{7n}	12,0
J_8	δ_{81}	δ_{8j}	δ_{8n}	15,0
J_9	δ_{91}	δ_{9j}	δ_{9n}	7,5
J_{10}	δ_{101}	δ_{10j}	δ_{10n}	5,5
J_{11}	δ_{111}	δ_{11j}	δ_{11n}	6,5

где φ_i^{rr} — коэффициент важности i -й характеристики; m — число учитываемых горно-геологических характеристик.

По отношению к среднему значению важности характеристик выявляется вес каждой характеристики в итоговой оценке технологичности. Это дает основание для сравнения горно-геологических условий при разном для сравниваемых проектов числе учитываемых характеристик. После ввода оценок важности и веса в матрицу относительных отклонений можно производить вычисление интегральных функционалов (показателей) для каждого из проектов.

7. Вычисляются интегральные показатели $K_{интj}^{rr}$

$$K_{интj} = \sqrt{\sum_{i=1}^{i=m} \left(\delta_{ij}^{rr} \frac{\varphi_{ij}^{rr}}{\varphi_{cp}^{rr}} \right)^2} = \frac{1}{\varphi_{cp}^{rr}} \sqrt{\sum_{i=1}^{i=m} (\delta_{ij}^{rr} \varphi_{ij}^{rr})^2} \rightarrow \min.$$

$j = 1, 2, \dots, n.$

Т а б л и ц а X I . 4

Характеристики	Значение характеристик в проектах			Коэффициент важности $\varphi_i^{гг}$
	№ 1	№ 2	№ 3	
Средневзвешенная мощность пластов, м	1,5	1,2	2,2	18,5
Плотность угля, т/м ³	1,3	1,45	1,6	10,0
Объем запасов, млн. т	70	100	85	12,0
Число рабочих пластов	3	2	4	8,0
Теплотворная способность, ккал/кг	7400	7800	8000	6,5
Средневзвешенный угол падения, градус	22	30	35	17,0
Средневзвешенная глубина, м	400	600	800	12,0
Газоносность, м ³ /т	15	10	30	15,0
Нарушенность запасов, наруше- ний/км ²	10	4	6	7,5
Водообильность, м ³ /т	2,5	4	8	5,5
Средневзвешенная зольность, %	20	28	30	6,5

8. Сопоставляются значения интегральных показателей сравниваемых проектов. Полученные значения интегральных показателей располагают в убывающий или возрастающий ряд, удобный для сопоставления и анализа. Очевидно, что проект с минимальным интегральным показателем базируется на самых технологичных, благоприятных горно-геологических условиях

$$K_{\text{инт. 1}}^{\text{гг}} \geq K_{\text{инт. 2}}^{\text{гг}} \geq K_{\text{инт. n}}^{\text{гг}} \dots \geq K_{\text{инт. j}}^{\text{гг}}$$

9. Выносится заключение о сравнительной технологичности горно-геологических условий разработки. Наименьшее значение интегрального показателя говорит о наивысшей технологичности условий.

В качестве примера рассмотрим следующую задачу.

Произвести интегральную оценку технологичности условий трех проектов с характеристиками, приведенными в табл. XI.4.

Обычный анализ данных таблицы не позволяет сказать, в каком соотношении находится технологичность условий у этих трех проектов.

Вычислим относительные отклонения и сведем их в табл. XI.5.

Эталонные значения по 1-й, 2-й, 3-й, 4-й и 5-й характеристикам — большие среди других, а по 6-й, 7-й, 8-й, 9-й, 10-й и 11-й — меньшие.

$$\delta_{11} = \frac{|2,2 - 1,5|}{2,2 + 1,2} = 0,21; \quad \delta_{13} = \frac{|2,2 - 2,2|}{2,2 + 1,2} = 0,00;$$

$$\delta_{71} = \frac{|400 - 400|}{400 + 800} = 0,00; \quad \delta_{21} = \frac{|1,6 - 1,3|}{1,6 + 1,3} = 0,10;$$

$$\delta_{51} = \frac{|8000 - 7400|}{8000 + 7400} = 0,04 \text{ и т. д.}$$

По данным табл. XI.5 вычисляются интегральные показатели технологичности горно-геологических условий:

Т а б л и ц а XI.5

Горно-геологические характеристики	Относительные отклонения в проектах			$\Phi_i^{гг}$	$\Phi_{ср}^{гг}$
	№ 1	№ 2	№ 3		
J_1	0,21	0,30	0,00	18,5	11
J_2	0,10	0,05	0,00	10,0	11
J_3	0,18	0,00	0,09	12,0	11
J_4	0,17	0,33	0,00	8,0	11
J_5	0,04	0,00	0,00	6,5	11
J_6	0,00	0,14	0,24	17,0	11
J_7	0,00	0,17	0,33	12,0	11
J_8	0,12	0,00	0,50	15,0	11
J_9	0,43	0,00	0,14	7,5	11
J_{10}	0,00	0,14	0,52	5,5	11
J_{11}	0,00	0,16	0,20	6,5	11
$K_{инт. j}^{гг} = \sqrt{\sum_1^{11} \left(\delta_{ij} \frac{\Phi_i}{\Phi_{ср}} \right)^2}$	0,158	0,17	0,264		

$$K_{инт. 1} = \frac{1}{11} \sqrt{(0,21 \cdot 18,5)^2 + (0,1 \cdot 10)^2 + (0,18 \cdot 12)^2 + \dots}$$

$$\dots + (0,17 \cdot 8)^2 + (0,04 \cdot 6,5)^2 + (0,00 \cdot 17)^2 + (0,00 \cdot 12)^2 + \dots$$

$$\dots + (0,12 \cdot 15)^2 + (0,43 \cdot 7,5)^2 + (0,00 \cdot 5,5)^2 + (0,00 \cdot 6,5)^2 =$$

$$= \frac{1}{11} \sqrt{3,139} = 0,158;$$

$$K_{\text{инт. 2}}^{\text{гг}} = \frac{1}{11} \sqrt{3,517} = 0,170;$$

$$K_{\text{инт. 3}}^{\text{гг}} = \frac{1}{11} \sqrt{8,037} = 0,264;$$

$$K_{\text{инт. 1}}^{\text{гг}} = 0,158 < K_{\text{инт. 2}}^{\text{гг}} = 0,170 < K_{\text{инт. 3}}^{\text{гг}} = 0,264.$$

Наиболее благоприятными следует считать горно-геологические условия проекта шахты № 1. Значительно хуже условия проекта шахты № 3. Выполнить проект, отличающийся более высокими технико-экономическими показателями, в этих условиях более сложно, чем в условиях, которыми располагают другие проекты.

Х1.4. АЛГОРИТМ ИНТЕГРАЛЬНОЙ ОЦЕНКИ НАРОДНОХОЗЯЙСТВЕННОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРОЕКТОВ УГОЛЬНЫХ ШАХТ

Сравнительная эффективность выполненного проекта может быть установлена в результате сопоставления его технико-экономических показателей с аналогичными показателями утвержденных и реализованных проектов, а также с показателями передовых действующих шахт. Выше было установлено, что все технико-экономические показатели проекта шахты целесообразно разделить на производственно-технические и экономические. Так, в комплекс производственно-технических показателей входит 9—11 наиболее обобщающих (табл. Х1.5). Естественно, что почти все они в той или иной мере взаимосвязаны друг с другом: это характерно для любой сложной производственной системы. Тем не менее их совместный учет не только не приведет к ошибочному выбору, но и позволит более детально, всесторонне охарактеризовать производственно-технический уровень проекта.

Общая последовательность расчетов и алгоритм всех действий по интегральной оценке эффективности проектов представлен на рис. Х1.1 (по аналогии с оценкой технологичности горно-геологических условий).

Формируется табл. Х1.1 значений производственно-технических показателей из n сравниваемых проектов:

$$A_{ij}^{\text{пт}} = \{I_{ij}^{\text{пт}}\}; \quad A_{ij}^{\text{эк}} = \{I_{ij}^{\text{эк}}\}; \quad \begin{matrix} i = 1, 2, \dots, m; \\ j = 1, 2, \dots, n. \end{matrix}$$

Сюда же вносятся значения коэффициентов сравнительной важности показателей, которые получены экспертным путем. Для определения народнохозяйственной важности отдельных показателей, направленности их влияния на эффективность проекта можно привлекать корреляционные зависимости, полученные из анализа статистических данных действующих шахт и проектов шахт.

Из максимальных и минимальных (в зависимости от критерия) значений показателей составляется условный эталон — проект, (табл. XI.1 показатели обведены рамкой).

Далее вычисляются относительные отклонения:

$$\delta_{ij}^{\text{пт}} = \frac{I_i^{\text{пт эт}} - I_{ij}^{\text{пт. ф}}}{I_i^{\text{пт max}} + I_i^{\text{пт min}}}; \quad \delta_{ij}^{\text{эк}} = \frac{I_i^{\text{эк. эт}} - I_{ij}^{\text{эк ф}}}{I_i^{\text{эк max}} + I_i^{\text{эк min}}}.$$

По результатам вычисления составляется табл. XI.7 относительных отклонений δ_{ij} с коэффициентами важности φ_i .

Т а б л и ц а XI.6

Показатели	Относительные отклонения показателей от эталонных значений по проектам			Коэффициент важности φ_i
	№ 1	№ 2	№ 3	
1	2	3	4	5
<i>Производственно-технические показатели</i>				
J_1	δ_{11}	δ_{1j}	δ_{1n}	18,5
J_2	δ_{21}	δ_{2j}	δ_{2n}	11,0
J_3	δ_{31}	δ_{3j}	δ_{3n}	17,5
J_4	δ_{41}	δ_{4j}	δ_{4n}	12,5
J_5	δ_{51}	δ_{5j}	δ_{5n}	8,0
J_6	δ_{61}	δ_{6j}	δ_{6n}	10,0
J_7	δ_{71}	δ_{7j}	δ_{7n}	14,0
J_8	δ_{81}	δ_{8j}	δ_{8n}	14,5
J_9	δ_{91}	δ_{9j}	δ_{9n}	11,5
J_{10}	δ_{101}	δ_{10j}	δ_{10n}	11,5
J_{11}	δ_{11}	δ_{11j}	δ_{11n}	5,0
<i>Экономические показатели</i>				
J_1	δ_{11}	δ_{1j}	δ_{1n}	18,5
J_2	δ_{21}	δ_{2j}	δ_{2n}	19,5
J_3	δ_{31}	δ_{3j}	δ_{3n}	11,5
J_4	δ_{41}	δ_{4j}	δ_{4n}	10,0
J_5	δ_{51}	δ_{5j}	δ_{5n}	15,5
J_6	δ_{61}	δ_{6j}	δ_{6n}	13,0
J_7	δ_{71}	δ_{7j}	δ_{7n}	14,5
J_8	δ_{81}	δ_{8j}	δ_{8n}	16,0

Вычисляются интегральные показатели производственно-технического уровня проекта шахты и экономической эффективности:

$$K_{\text{инт } j}^{\text{пт}} = \frac{1}{\varphi_{\text{ср}}^{\text{пт}}} \sqrt{\sum_{i=1}^{i=m} (\delta_{ij}^{\text{пт}} \varphi_i)^2} \rightarrow \min;$$

$$K_{\text{инт } j}^{\text{эк}} = \frac{1}{\varphi_{\text{ср}}^{\text{эк}}} \sqrt{\sum_{i=1}^{i=m} (\delta_{ij}^{\text{эк}} \varphi_i^{\text{эк}})^2} \rightarrow \min, \text{ где } \varphi_{\text{ср}}^{\text{пт}} = \frac{\sum_{i=1}^{11} \varphi_i^{\text{пт}}}{m} =$$

Т а б л и ц а X1.7

Показатели	Значение показателей шахт по проектам $\{J_{ij}\}$		
	№ 1	№ 2	№ 3

Производственно-технические показатели

Мощность шахты, млн.т/год	1,5	2,4	1,2
Срок службы шахты, лет	50	45	75
Нагрузка на очистной забой, т/сутки	800	650	1200
Энерговооруженность, кВт/чел	65	54	40
Скорость проведения горных выработок, м/мес	110	90	140
Надежность технологической схемы (коэффициент готовности)	0,8	0,75	0,78
Срок строительства шахты, мес	60	84	78
Удельный объем горных выработок, м ³ /1000 т годовой мощности	170	185	200
Объем промышленных зданий и сооружений м ³ /1000 т годовой мощности	100	80	120
Удельная протяженность поддерживаемых горных выработок, м/1000 т годовой мощности	24	20	30
Потери угля, %	14	10	16

Экономические показатели

Производительность труда по шахте, т/мес	160	140	200
Рентабельность, %	5,6	21,3	7,4
Цена угля, руб/т	9,0	14	12
Фондовооруженность труда рабочего по добыче, руб/чел	14	24	9,2
Себестоимость, руб/т	7,5	8	9

Показатели	Значение показателей шахт по проектам, $\{J_{it}\}$		
	№ 1	№ 2	№ 3
Сметная стоимость строительства, млн. руб.	40	70	50
Удельные капитальные затраты, руб/т годовой мощности	26,5	29,2	41,6
Приведенные затраты, руб/т	10,2	10,9	13,2

$$= \frac{18,5 + 11 + 17,5 + 12,5 + 8 + 10 + 14 + 14,5 + 11,5 + 11,5 + 5}{11} =$$

$$= 12; \quad \Phi_{\text{ср}}^{\text{пт}} = 12;$$

$$\Phi_{\text{ср}}^{\text{эк}} = \frac{\sum_{i=1}^m \Phi_i^{\text{эк}}}{m} =$$

$$= \frac{18,5 + 19,5 + 11,5 + 10 + 15,5 + 13 + 14,5 + 16}{8} = 15, \quad \Phi_{\text{ср}}^{\text{эк}} = 15.$$

Значения интегральных показателей располагают в убывающий или возрастающий ряд

$$K_{\text{инт}1}^{\text{пт}} \geq K_{\text{инт}j}^{\text{пт}} \geq K_{\text{инт}2}^{\text{пт}} \geq K_{\text{инт}n}^{\text{пт}}$$

$$K_{\text{инт}j}^{\text{эк}} \geq K_{\text{инт}1}^{\text{эк}} \geq K_{\text{инт}n}^{\text{эк}} \geq K_{\text{инт}2}^{\text{эк}}.$$

Проект с минимальными значениями интегральных показателей $K_{\text{инт}}^{\text{пт}}$ и $K_{\text{инт}}^{\text{эк}}$, очевидно, является прогрессивным и наиболее экономичным. Для подробного анализа интегральных показателей по сравниваемым проектам (шахтам) строится график (рис. XI.13), где соотношение технологичности горно-геологических условий и эффективности проектов и производственно-технического уровня получают наглядную форму.

В качестве примера произведем интегральную оценку проектов, характеризующихся показателями, приведенными в табл. XI.7.

Показатели, приведенные в табл. XI.7, а также характеристики горно-геологических условий (табл. XI.4) не позволяют с уверенностью говорить о сравнительной эффективности проектов. По целому ряду производственно-технических и экономических показателей более прогрессивным является проект шахты № 1, по другим — шахты № 3, а по третьим — проект шахты № 2.

Формируется эталон — проект из лучших значений показателей проектов (в табл. XI.7 обведены рамкой). Вычисляются относительные отклонения значений реальных проектов от эталона проекта:

$$\delta_{11}^{\text{пт}} = \frac{|2,4 - 1,5|}{2,4 + 1,2} = 0,195; \quad \delta_{12}^{\text{пт}} = \frac{|2,4 - 2,4|}{2,4 + 1,2} = 0,00$$

$$\delta_{13}^{\text{пт}} = \frac{|2,4 - 1,2|}{2,4 + 1,2} = 0,333 \text{ и т. д.}$$

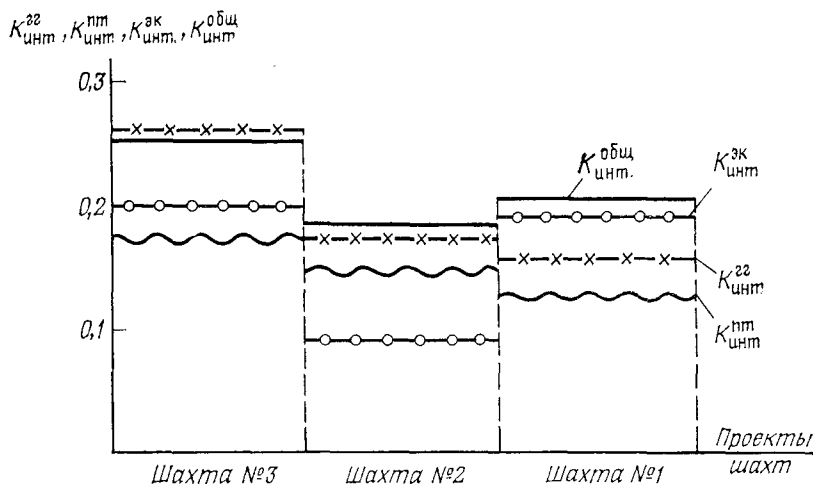


Рис. IX.9. Соотношение интегральных показателей при оценке эффективности проектов шахт

$$\delta_{11}^{\text{эк}} = \frac{|200 - 160|}{200 + 140} = 0,117; \quad \delta_{21}^{\text{эк}} = \frac{|21,3 - 5,6|}{21,3 + 5,6} = 0,58$$

$$\delta_{31}^{\text{эк}} = \frac{|14 - 9|}{14 + 9} = 0,217 \text{ и т. д.}$$

Результаты вычислений заносятся в табл. XI.8.

Полученные значения интегральных показателей сопоставляются между собой:

$$K_{\text{инт}1}^{\text{гг}} = 0,158 < K_{\text{инт}2}^{\text{гг}} = 0,17 < K_{\text{инт}3}^{\text{гг}} = 0,264;$$

$$K_{\text{инт}1}^{\text{пт}} = 0,13 < K_{\text{инт}2}^{\text{пт}} = 0,15 < K_{\text{инт}3}^{\text{пт}} = 0,17;$$

$$K_{\text{инт}2}^{\text{эт}} = 0,09 < K_{\text{инт}1}^{\text{эк}} = 0,19 < K_{\text{инт}3}^{\text{эк}} = 0,20.$$

Соотношение интегральных показателей свидетельствует (рис. XI.9), что проект шахты № 3 характеризуется наиболее низ-

Таблица XI.8

Показатели	Относительные отклонения по проектам шахт			Φ_i
	№ 1	№ 2	№ 3	
Производственно-технические показатели				
J_1	0,195	0,00	0,333	18,5
J_2	0,21	0,25	0,00	11,0
J_3	0,216	0,298	0,00	17,5
J_4	0,00	0,105	0,238	12,5
J_5	0,13	0,218	0,00	8,0
J_6	0,00	0,03	0,013	10,0
J_7	0,00	0,167	0,125	14,0
J_8	0,00	0,04	0,082	14,5
J_9	0,10	0,00	0,20	11,5
J_{10}	0,08	0,00	0,20	11,5
J_{11}	0,20	0,00	0,30	5,0
$K_{\text{инт. } j}^{\text{пт}} = \frac{1}{\Phi_{\text{ср}}} \sqrt{\sum_1^m (\delta_i \Phi_i)^2}$	0,13	0,15	0,17	
	$K_{\text{инт. } 3}^{\text{пт}} >$	$K_{\text{инт. } 2}^{\text{пт}} >$	$K_{\text{инт. } 1}^{\text{пт}} >$	
	0,17 >	0,15 >	0,13	
Экономические показатели				
J_1	0,117	0,176	0,00	18,5
J_2	0,580	0,00	0,52	19,5
J_3	0,217	0,00	0,08	11,5
J_4	0,29	0,00	0,43	10,0
J_5	0,00	0,03	0,09	15,5
J_6	0,00	0,27	0,09	13,0
J_7	0,00	0,04	0,22	14,5
J_8	0,00	0,03	0,13	16,0
$K_{\text{инт. } j}^{\text{эк}} = \frac{1}{\Phi_{\text{ср}}} \sqrt{\sum_1^m (\delta_i \Phi_i)^2}$	0,19	0,09	0,20	
	$K_{\text{инт. } 3}^{\text{эк}} >$	$K_{\text{инт. } 1}^{\text{эк}} >$	$K_{\text{инт. } 2}^{\text{эк}}$	
	0,20 >	0,19 >	0,09	

кой эффективностью. Это не является неожиданным, так как горно-геологические условия этой шахты отличаются самой низкой технологичностью ($K_{\text{инт. } 3} = 0,264$ — наибольший).

Интегральный показатель экономической эффективности проекта шахты № 2 меньше, чем шахты № 1, хотя производственно-технический уровень шахты № 2 несколько ниже, чем шахты № 1.

Вычисление общего интегрального показателя

$$K_{\text{инт } j}^{\text{общ}} = \sqrt{(K_{\text{инт } j}^{\text{пт}})^2 + (K_{\text{инт } j}^{\text{эк}})^2} \rightarrow \min$$

показывает, что общая эффективность проекта шахты № 2 выше.

$$K_{\text{инт } 2}^{\text{общ}} = 0,175 < K_{\text{инт } 1}^{\text{общ}} = 0,230 < K_{\text{инт } 3}^{\text{общ}} = 0,262.$$

Характерно то обстоятельство, что в общем случае при одинаковом качественном, обоснованном выполнении всех проектов (входящих в число сравниваемых), при обоснованном расчете основных технико-экономических показателей соотношение между экономическими интегральными показателями проектов должно повторять соотношение производственно-технических интегральных показателей, которое, в свою очередь, в большей мере должно предопределяться соотношением интегральных показателей горно-геологических условий, соотношением технологичности горно-геологических характеристик запасов. Это положение является важным условием целенаправленного анализа.

Главное назначение метода интегральной оценки качества проектов — выявление общей прогрессивности и экономичности проектов шахт на стадии их выпуска, экспертизы и утверждения. На этих стадиях рассмотрения и оценки проектов невозможно обойтись без привлечения целого комплекса разных (хотя в некоторой части и зависимых друг от друга) показателей.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Азгальдов Г. Г. Проблемы изменения оценки качества продукции, М., Знание, 1969.
2. Алымов А. Н., Федорищева А. Н. Воспроизводство и использование производственных фондов в угольной промышленности. Киев, Наукова думка, 1972.
3. Астахов А. С., Москвин В. Б. Повышение экономической эффективности капитальных вложений в угольную промышленность. М., Недра, 1969.
4. Астахов А. С. Динамические методы оценки эффективности горного производства. М., Недра, 1973.
5. Анализ тенденций и прогнозирование научно-технического прогресса. Киев, Наукова думка, 1967.
6. Безрукова Л. Г., Малкин А. С. Экономическая оценка решений при проектировании и развитии шахт. М., Недра, 1979.
7. Байконуров О. А., Горбенко В. Н. Методика выбора оптимальных технических решений по совокупности критериев. Сб. Математические методы оптимизации в горном деле. Казахская ССР, Алма-Ата, Наука, 1968, с. 78—84.
8. Бурчаков А. С., Харченко В. А., Кафорин Л. А. Выбор технологических схем угольных шахт. М., Недра, 1975.
9. Бурчаков А. С., Малкин А. С. Проектирование и комплексная оптимизация параметров угольных шахт. Вып. Итоги науки и техники, т. 10, М., Наука, 1972, с. 211—311.
10. Бурчаков А. С., Малкин А. С., Устинов М. И. Проектирование шахт, М., Недра, 1978.
11. Вентцель Е. С. Элементы динамического программирования. М., Наука, 1964.
12. Волкович В. Л. Многокритериальные задачи и методы их решения. В сб. Кибернетика и вычислительная техника. Вып. 1, Киев, Наукова думка, 1969, с. 44—52.
13. Вилкас Э. И., Майминас Е. З. К проблеме сложных решений (постановка и подходы), М., Кибернетика, № 5, 1968, с. 68—73.
14. Гвишиани Д. М., Лисичкин В. А. Прогностика, М., Знание, 1968.
15. Гличев А. В., Панов В. П., Азгальдов Г. Г. Что такое качество? М., Экономика, 1968.
16. Горное дело. Словарь. М., Недра, 1974.
17. Динамика промышленно-производственных основных фондов угольной промышленности СССР и их использование за период 1960—1969 гг. Научные труды, Сб., ЦНИИЭИУголь, М., 1972/Т. П. Зотова, Л. Н. Онуфриев, Г. В. Арабян, Х. И. Афенченко. с. 90—102.
18. Добров Г. М. Прогнозирование науки и техники. М., Наука, 1969.
19. Зыков В. М. Методика установления нагрузки на забой, длины лавы и скорости подвигания лавы при комплексной механизации очистных работ. Сб. Разработка месторождений полезных ископаемых. М., Недра, 1965, с. 70—76.
20. Иванов Н. И. Экономико-математическое моделирование развития горных работ на шахтах. М., Недра, 1971.
21. Инструкция о составе, порядке разработки, согласования и утверждения проектно-сметной документации на строительство предприятий, зданий и сооружений. СН 202—81. М., Стройиздат, 1982.
22. Кафорин Л. А. Исследование и выбор рациональных схем и способов вскрытия и подготовки пологих пластов средней мощности. Дисс. на соиск. уч. степ. канд. техн. наук, М., МГИ, 1972.

23. *Комплексная механизация и автоматизация производственных процессов на угольных шахтах/Ф. Ф. Кузюков, В. А. Мичков, В. А. Подюков, В. Н. Корнилов. Сборник. М., Недра, 1976.*
24. *Крылов В. Ф., Еремеев В. М. Совершенствование проектирования предприятий угольной промышленности. Обзор, ЦНИЭИУголь, М., 1980.*
25. *Ланге Л. Оптимальные решения. Пер. с польского. М., Прогресс, 1967.*
26. *Липкович С. М. Проектирование угольных шахт. М., Недра, 1967.*
27. *Малкин А. С. Разработка методов поэтапного проектирования оптимизации параметров и интегральной оценки проектов угольных шахт. Дисс. на соиск. уч. ст. докт. техн. наук, М., МГИ, 1972.*
28. *Малкин А. С. Методика учета затрат на безремонтное содержание подготовительных выработок. Уголь, 1972, № 2, с. 4—5.*
29. *Методика определения экономической эффективности использования в угольной промышленности новой техники, изобретений и рационализаторских предложений. Т. 2., М., изд. ЦНИЭИУголь.*
30. *Методические указания по комплексной оценке качества проектов на строительство угольных предприятий/Е. Н. Тучков, А. С. Малкин, Е. В. Петренко, Изд. ИГД им. А. А. Скочинского, М., 1975.*
31. *Методы оптимального проектирования угольных шахт/А. М. Курносов, М. И. Устинов, И. П. Набродов и др. М., Недра, 1974.*
32. *Моссаковский Я. В. Выбор показателя для оценки экономической эффективности различных вариантов строительства горных предприятий. Горный журнал, Известия вузов, № 6, 1971, с. 63—64.*
33. *Научно-техническое прогнозирование с использованием метода технологического моделирования в угольной промышленности/А. С. Кузьмич, К. И. Иванов, К. П. Бетанели, Ю. А. Грамматиков, М., Уголь, № 5, 1970, с. 15—21.*
34. *Нейман Дж., Моргенштерн О. Теория игр и экономическое поведение. Пер. с англ. М., Наука, 1970.*
35. *Общесоюзные нормы технологического проектирования подземного транспорта горнодобывающих предприятий, ОНТП 1—79. М., 1980.*
36. *Отраслевая инструкция определения экономической эффективности капитальных вложений в угольной промышленности. М., Изд. ЦНИЭИУголь, 1975.*
37. *Правила пользования Основными положениями по проектированию подземного транспорта новых и действующих угольных шахт при проектировании конвейерных линий. Примеры расчета. Изд. ИГД им. А. А. Скочинского, М., 1977.*
38. *Покрасс В. Л., Пирогов Ю. П. Количественная оценка точности определения информационных параметров при оптимизации проектных решений. Изд. ЦБТИ, Донецк, 1969, с. 185—187.*
39. *Прогрессивные технологические схемы разработки пластов на угольных шахтах. I и II ч. М., Изд. ИГД им. А. А. Скочинского, 1979.*
40. *Сребный М. А., Харченко В. А., Еремеев В. М. Развитие горных работ на действующих шахтах. М., Недра, 1980.*
41. *Станченко И. К., Петренко Е. В., Свирский Ю. И. Проектирование угольных шахт. М., Недра, 1976.*
42. *Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. М., Недра, 1975.*
43. *Современные методы проектирования угольных шахт/П. З. Звягин, К. К. Кузнецов, В. Г. Шорин и др. М., Недра 1968.*
44. *Укрупненные стоимостные показатели для выбора технических решений по вскрытию, подготовке и системам разработки новых шахт Донбасса. М., Центрогипрошахт, 1981.*
45. *Стоимостные показатели для проектирования шахт в Кузбассе. Изд. им. А. А. Скочинского, М., 1973.*
46. *Стоимостные параметры для проектирования шахт Печорского и Карагандинского бассейнов. Изд. Центрогипрошахт, 1975.*
47. *Татомир К. И. Расчет сети выработок шахты. Изд. АН УССР, Киев, 1975.*

48. *Типовая методика определения экономической эффективности капитальных вложений*. М., Экономика, 1969.

49. *Титовский В. И.* Исследование и обоснование основ поэтапного проектирования угольных шахт, разрабатывающих пласты крутого падения. Дисс. на соискание уч. ст. канд. техн. наук. М., МГИ, 1973.

50. *Технология подземной разработки пластовых месторождений*/А. С. Бурчаков, Н. К. Гринько, Д. Ф. Дорохов и др. М., Недра, 1983.

51. *Устинов М. И.* Упрощенный способ оптимизации сечений выработки. В сб. Экономика угольной промышленности, Недра, 1967, № 3, с. 38—42.

52. *Устинов М. И., Набродов И. П.* Алгоритмизация и программирование задач оптимизации угольных шахт. М., Недра, 1971.

53. *Федоров М. В.* О комплексной оценке качества промышленных изделий. Техническая эстетика, № 3, 1966, с. 24—31.

54. *Федоров В. П.* Исследование надежности основных параметров шахт в целях ее учета при поэтапном проектировании. Дисс. на соиск. уч. степ. канд. техн. наук. М., МГИ, 1973.

55. *Харченко В. А.* Научные основы создания и выбора высокопроизводительных технологических схем угольных шахт для условий пологих пластов средней мощности. Дисс. на соиск. уч. степ. докт. техн. наук, М., МГИ, 1972.

56. *Хартман Г.* Современный факторный анализ (пер. с англ.). М., Статистика, 1972.

57. *Черняк И. Л., Фрумкин Р. А.* Расчет величины смещений кровли и почвы выработок. Сб. «Технология добычи угля подземным способом», ЦНИИУголь, № 3, М., 1969, с. 39—40.

58. *Шевяков Л. Д.* Основы теории проектирования угольных шахт. М., Углетехиздат, 1958.

59. *Шустер А. И.* О методах учета одновременности при оценке экономической эффективности капитальных вложений и новой техники. Изд. АН СССР, 1963.

60. *Экономико-математическое моделирование в проектировании угольных шахт*/А. М. Курносов, М. И. Устинов, И. П. Набродов, Л. А. Ликальтер. М., Наука, 1969.

61. *Eckengrade R. T.*, Weighting multiple criteria, Monagement science, № 3, 1965, с. 180—192.

О Г Л А В Л Е Н И Е

	Стр.
Предисловие	3
Введение	5

Р а з д е л I

ОРГАНИЗАЦИОННЫЕ, МЕТОДИЧЕСКИЕ И ДИРЕКТИВНЫЕ ОСНОВЫ ПРОЕКТИРОВАНИЯ

Г л а в а I. Организация проектирования	9
I.1. Общие положения	9
I.2. Состояние и перспективы развития угольной промышленности СССР	12
I.3. Основные способы развития шахтного фонда	15
I.4. Проектирование угольных шахт и основные направления его совершенствования	18
I.5. Организация проектных работ, согласование и экспертиза	23
I.6. Типовое проектирование	28
Г л а в а II. Виды проектных работ	31
II.1. Последовательность и стадии проектирования	31
II.2. Схема размещения и развития угольной промышленности. ТЭО строительства шахт	32
II.3. Выбор площадки для строительства шахты	34
II.4. Задание на проектирование	35
II.5. Разработка проектно-сметной документации. Содержание проекта	36
Г л а в а III. Методические основы проектирования, директивные и нормативные материалы	40
III.1. Качественные и количественные параметры шахт, динамика их изменения	40
III.2. Поэтапный подход в проектировании угольных шахт и обновление шахтного фонда угольной промышленности СССР	49
III.3. Комплексный подход к обоснованию параметров шахт	59
III.4. Многовариантность решений при проектировании строительства и реконструкции угольных шахт	64
III.5. Проблема оптимальности выбора проектных решений	71
III.6. Прогнозирование при проектировании шахт	76
III.7. Основные нормативные и директивные материалы	83
III.8. Принципы создания системы автоматизированного проектирования шахт — САПР	87

Р а з д е л II

ИНФОРМАЦИОННОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ И МЕТОДЫ ПРОЕКТИРОВАНИЯ ШАХТ

Г л а в а IV. Информация при решении задач оптимального проектирования шахт	92
IV.1. Установление исходной горно-геологической информации при моделировании и проектировании шахт	92
IV.2. Установление комплекса производственно-технической и технологической информации	97

	IV.3. Установление комплекса социально-экономической информации для моделирования и проектирования шахт. Стоимостные параметры	102
	IV.4. Конструирование проектных вариантов технологических схем шахты. Производная информация	106
	IV.5. Требования к информации при проектировании шахт	120
Г л а в а	V. Критерий оптимальности при проектировании шахт	123
	V.1. Определение критерия оптимальности при проектировании строительства и реконструкции шахт	123
	V.2. Основные требования к критерию оптимальности	131
	V.3. Надежность определения оптимальных параметров шахт	137
Г л а в а	VI. Методы проектирования шахт	146
	VI.1. Основные понятия теории принятия решений	146
	VI.2. Методы, оптимизации, основанные на исследовании целевой функции на экстремум с помощью дифференцирования	152
	VI.3. Метод линейного программирования	155
	VI.4. Метод динамического программирования	166
	VI.5. Методы нелинейного программирования	174
	VI.6. Методы статистического анализа и прогнозирования параметров	176
	VI.7. Методы теории графов	182
	VI.8. Основные положения теории надежности систем шахты	183
	VI.9. Методы теории принятия сложных решений	188
	VI.10. Метод вариантов	204
Г л а в а	VII. Экономико-математическое моделирование при проектировании шахт	208
	VII.1. Общие понятия о структуре и основных элементах экономико-математической модели проектируемого объекта	208
	VII.2. Номенклатура и альтернативы оптимизируемых решений	211
	VII.3. Составление целевой функции экономико-математической модели и системы ограничений	221
	VII.4. Моделирование затрат на проведение горных работ	228
	VII.5. Моделирование затрат на поддержание горных работ, на транспорт и очистные работы	240
	VII.6. Моделирование затрат на подъем, водоотлив, вентиляцию, технологический комплекс на поверхности, содержание постоянного штата	244
	VII.7. Особенности моделирования затрат при оптимизации решений в проектах новых горизонтов и реконструкции шахт	246

Р а з д е л III

ОПТИМАЛЬНОЕ ПРОЕКТИРОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ШАХТЫ

Г л а в а	VIII. Проектирование технологической схемы шахты	249
	VIII.1. Общие положения	249
	VIII.2. Обоснование и расчет проектной мощности шахты	256
	VIII.3. Определение нагрузок на очистные забои	269
	VIII.4. Определение размеров блоков, панелей, горизонтов, выемочных полей	273
	VIII.5. Обоснование и выбор рациональных вариантов технологической схемы шахты	285
	VIII.6. Проектирование системы подземного транспорта шахты	299

VIII.7.	Проектирование схемы и параметров вентиляции шахты	306
VIII.8.	Определение площади поперечного сечения горных выработок	318
Глава IX.	Проектирование технологии строительства шахты . . .	325
IX.1.	Проектирование организации строительства шахты . . .	325
IX.2.	Проектирование проведения вертикальных выработок . . .	327
IX.3.	Проектирование проведения горизонтальных и наклонных выработок	333
IX.4.	Основные положения проектирования околостольных дворов и узлов сопряжений горных выработок . . .	337
IX.5.	Расчет соотношения горно-капитальных, подготовительных и очистных работ	340
Глава X.	Основные положения по проектированию технологического комплекса на поверхности, подъема и электроснабжения шахт	345
X.1.	Обоснование генерального плана шахтной поверхности . . .	345
X.2.	Принципы проектирования главного и вспомогательного подъемов *	348
X.3.	Мероприятия по охране окружающей среды в проектах строительства и реконструкции шахт	354
X.4.	Принципы проектирования электроснабжения шахты . . .	356
Глава XI.	Оценка эффективности и качества проектов строительства и реконструкции шахт	360
XI.1.	Комплекс основных технико-экономических показателей эффективности и качества проекта	360
XI.2.	Интегральная оценка эффективности и качества проектов шахт	366
XI.3.	Алгоритм сравнительной интегральной оценки технологичности горно-геологических условий проектов шахт	374
XI.4.	Алгоритм интегральной оценки народнохозяйственной эффективности проектов угольных шахт	387
Список литературы		394

АНАТОЛИЙ СЕМЕНОВИЧ БУРЧАКОВ,
АНАТОЛИЙ СТЕПАНОВИЧ МАЛКИН,
МИХАИЛ ИВАНОВИЧ УСТИНОВ

ПРОЕКТИРОВАНИЕ ШАХТ

Редактор издательства Э. Н. Чернегова
Переплет художника Т. Н. Погореловой
Художественный редактор О. Н. Зайцева
Технические редакторы А. В. Трофимов, Л. А. Мурашова
Корректор К. И. Савенкова

ИБ № 5952

Сдано в набор 23.07.84. Подписано в печать 28.11.84. Т-21697. Формат 60×90_{1/16}. Бумага типографская № 2. Гарнитура «Литературная». Печать высокая. Усл.-печ. л. 25,0. Усл. кр.-отт. 25,0. Уч.-изд. л. 25,0. Тираж 7200 экз. Заказ 1418/365-9. Цена 1 р. 20 к.

Ордена «Знак Почета» издательство «Недра»,
103633, Москва, К-12, Третьяковский проезд, 1/19

Ленинградская типография № 4 ордена Трудового Красного Знамени Ленинградского объединения «Техническая книга» им. Евгении Соколовой Союзполиграфпрома при Государственном комитете СССР по делам издательств, полиграфии и книжной торговли 191126, Ленинград, Социалистическая, 14